Metall. Lampadius
74 n

BIBLIOTHECA
REGIA
MONACENSIS.

Die

neuern Fortschritte

im Gebiete

der

gesammten Hüttenkunde

in

Nachträgen

zum Grundrisse

der

allgemeinen Hüttenkunde

von

Wilhelm August Lampadius,
Berg-Commissionsrathe, Professor der Chemie und Hüttenkunde an der königl. Bergacademie, Ritter des königl. sächsischen Civilverdienstordens.

Freiberg, 1839.
Verlag von J. G. Engelhardt.

36. D.
Bayerische Staatsbibliothek München

BIBLIOTHECA
REGIA
MONACENSIS.

Bayerische
Staatsbibliothek
München

Seinem

hochverehrten Freunde

E. Mitscherlich,

königlich preussischem geheimen Medicinalrathe, Professor der Chemie an der Berliner Universität, mehrerer hohen Orden Ritter u. s. w.

widmet diese Schrift

als Denkmal wahrer Verehrung und inniger Freundschaft

der Verfasser.

Hochverehrter Freund!

So oft wir uns auf unserm Lebenswege persönlich begegneten, fühlten wir uns durch übereinstimmende Ansichten humaner und wissenschaftlicher Gegenstände gegenseitig freundschaftlich angezogen, und ich darf **Sie** als einen meiner besten Freunde hochachten. Nehmen Sie daher die Zueignung dieses kleinen der angewandten Chemie, die **Ihnen** so manche Bereicherung verdankt, zugehörigen Werkes als einen Beweis freundschaftlicher Ergebenheit und Hochachtung gütig auf.

Freiberg, den 30. Juni 1839.

W. A. Lampadius.

Vorwort.

Das Fortschreiten der Anwendung physikalischer und chemischer Kenntnisse zur Bearbeitung der Naturkörper zum Gebrauche der Lebensbedürfnisse ruht nicht, so auch die Bearbeitung der durch den Bergmann gewonnenen Erze durch die Hüttenprocesse, und es zeichnet sich in neuern Zeiten jedes Jahrzehend durch mehrere wichtige Verbesserungen, welche den Hüttenprocessen zu Theil wurden, aus. So wurden denn auch in dem letzten, seit der Herausgabe meines Grundrisses der Hüttenkunde verflossenen Jahrzehend den Hüttenprocessen manche sehr bedeutende Vervollkommnungen zu Theil, und ich erwähne in dieser Hinsicht nur die Einführung der Anwendung erhitzter Gebläseluft, die Verbesserung der Gebläsemaschinen, die Ausübung der hydrostatischen Schmelzmethode, den Gebrauch des Löthrohres in der Probirkunst, so wie die Anwendung der Stöchiometrie zu einer sicherern Leitung der Hüttenprocesse und zu ihrer Erklärung.

Wenn es nun Pflicht des Lehrers einer Wissenschaft ist, die Fortschritte in dem Gebiete derselben möglichst zu verbreiten, so wurde auch mir diese Pflicht in Hinsicht auf die Fortschritte im Gebiete der Hüttenkunde wiederum unerlässlich, und es war an der Zeit, diese Fortschritte zur Erleichterung der hüttenmännischen Studien dem hüttenmännischen und chemischen Publico durch vorliegende Schrift mitzutheilen. Obgleich ich nun schon seit längerer Zeit das Bedürfniss der Ausübung dieser Pflicht fühlte, so musste doch mancher behindernden Amtsgeschäfte wegen die vorhabende Arbeit unterbleiben, und ich musste mich begnügen, die neuern Fortschritte im Gebiete der Hüttenkunde meinen Zuhörern mündlich mitzutheilen. Eine neue Veranlassung zur Beschleunigung meines Vorhabens gab mir Hr. Bergingenieur Arrault zu Toucy in Frankreich, welcher so eben meinen Grundriss

der allgemeinen Hüttenkunde zum Gebrauche bei technischen Lehranstalten in das Französische übersetzt, und mich befragte, ob ich seit der Herausgabe dieses Grundrisses neue Nachträge für das Gebiet der Hüttenkunde gesammelt habe? Da dieses nun allerdings der Fall war, so habe ich denn seit einem halben Jahre jede mir zu Gebote stehende freie Zeit, um die vorliegenden Nachträge auszuarbeiten, benutzt, und übergebe hiermit den Hüttenleuten alle diejenigen mir zu Theil gewordenen Kenntnisse der neuen Fortschritte im Fache der Hüttenkunde, welche mir durch eigene Bereisung der Hüttenwerke, durch Beaufsichtigung verschiedener inländischen Hüttenprocesse, durch Mittheilung meiner auf Hüttenwerken angestellten Schüler, so wie durch das Studium der hüttenmännischen Literatur, seit 10 Jahren zu Theil wurden, als Nachträge zu meinem Grundrisse der Hüttenkunde und zum Gebrauch als Supplemente bei dem Studium meines Handbuches der allgemeinen Hüttenkunde. Möge nun diese Mittheilung sowohl fremder als eigener hüttenmännischer Erfahrungen und mancher neuern Vorschläge zur Vervollkommnung der Hüttenprocesse ihren Zweck, die hüttenmännischen Wissenschaften fördern zu helfen, nicht verfehlen, und sollte mir ein oder der andere hierher gehörige Gegenstand entgangen sein, so werde ich jede deshalb mir zu gebende Belehrung mit Dank aufnehmen.

Freiberg, den 29. Februar 1839.

W. A. Lampadius.

Abkürzungen:

G. d. H.: Grundriss der Hüttenkunde.
E. J. I: Erdmann's Journal für technische und ökonomische Chemie.
E. J. II.: - - - praktische Chemie.
K. A. I.: Karsten's Archiv für Bergbau und Hüttenkunde.
K. A. II.: - - - Geognosie, Mineralogie, Bergbau und Hüttenkunde.
D. P. J.: Dingler's polytechnisches Journal.

Inhaltsverzeichniss.

Erste Abtheilung.

I. Die Processe des Ausbringens betreffende Nachträge. . . . 1
g. Ausbringen des Platinmetalles . . . 1
h. Ausbringen des Pallads . . . 2
i. Ausbringen des Nickels . . . 2
k. Ausbringen des Cadmiums . . . 3

II. Die Aufbereitungsprocesse auf Hüttenwerken . . . 3
Bindung staubiger und mulmiger Erze und Producte . . . 3
1. durch Auffahren in Schichten . . . 3
2. durch Einsümpfen . . . 4
3. durch die Knetmaschine . . . 4
4. durch Steinkohlentheer . . . 4
5. durch backende Steinkohlen . . . 5
Zerkleinung der Erze durch Walzwerke . . . 5

III. Das Probiren der Erze. . . . 5
Die Löthrohrprobirkunst . . . 5
Probiren nach Musterflüssigkeiten . . . 6
Oersted's elektro-magnetische Probirkunst . . . 8

IV. Das Beschicken der Erze.
Anwendung der Stöchiometrie bei Entwerfen der Beschickung . . . 8
Anwendung der Allegationsrechnung . . . 9

V. Zuschläge und Gattirung der Erze für Schmelzprocesse . . . 11

VI. Hüttenproducte. . . . 13
A. Röstproducte . . . 14
B. Schmelzproducte . . . 14
C. Amalgamirproducte . . . 18
D. Producte der Verflüchtigungsarbeiten . . . 19
E. Producte der Cementation . . . 20
F. Siedewerksproducte . . . 20
G. Producte der Metallscheidung auf nassem Wege . . . 20

VII. Die Brennmaterialien betreffende Fortschritte . . . 21
A. Darren des Holzes . . . 21
B. Anwendung des rohen Holzes in Schachtöfen . . . 21
und Anwendung der Halbkohle (Charbon roux) in Frankreich 23

C. Neuere, die Untersuchung der Holzarten betreff. Schriften . 25
D. Holzkohle und Köhlerei betreffend 27
a. Ueber Verschiedenheit der Menge u. Güte der Kohlen . 27
b. Genauere Bestimmung des Vermessens der Kohlen . . 27
c. Bewährung der sächs. Grossmeiler. Verkohlung . . 27
d. Neuere Verkohlungsmethode am Reinhardtswalde . . 28
e. Neuere Verkohlungsmethode zu Wasseralfingen in liegenden Meilern 29
f. Nebengewinnung des Holzessigs in Meilern . . . 29
g. de la Chebaussières neue Verkohlungsart . . . 31
h. Verkohlungsöfen nebst Holzessiggewinnung . . . 31
1. Verkohlungsofen nach Löbel 31
2. Ueber den Schwarzischen Verkohlungsofen . . 32
3. Verkohlungsofen zu Blanskow in Mähren . . . 32
4. Meine Anleitung zur zweckmässigsten Bereitung und Anwendung des Holzessigs 34
5. Meine neuen Versuche über Holzessiggewinnung . 35
D. Steinkohlen und Coaks. 35
1. Ueber backende Steinkohlen, meine deshalb angestellten Versuche 35
2. Reinigung der Steinkohlen durch einen Aufbereitungsprocess 36
3. Ueber Anthracit und dessen Anwendung zu Schmelzfeuern 36
4. Die Faserkohle betreffende Bemerkungen 37
5. Verkohlung der Braunkohlen 38
6. Ueber den Gebrauch roher Steinkohlen in Schachtöfen . 39
7. Neuere Coaksbereitungen 40
8. Benutzung der flammenden Stoffe bei der Coaksbereitung 41
9. Ob Wasserdämpfe in die Feuerheerde zu leiten nützlich sei? 43
10. Neuere Untersuchungen von Steinkohlen 44
E. Die Torfarten betreffende neuere Erfahrungen . . . 46
a. Umschmelzen des Roheisens mit Torf zu Königsbrunn . 46
b. Pressung der Torfarten 47
c. Neuere Untersuchungen der Torfarten 47

VIII. Nachträge die Hüttenprocesse betreffend. . . 49
1. Die Anwendung des Feuers und der sonst verloren gehenden Hitze. 49
2. Die Röstprocesse betreffende neue Erfahrungen . . . 52
a. die mit Flammenfeuer zu betreibenden Röstöfen . . 52
b. Doppelröstöfen auf dem Mannsfeldischen Amalgamirwerke 53
c. Röstöfen mit beweglichen Hauben und Heerden . . 54
d. Chemische Vorgänge bei den Röstprocessen . . . 55
e. Röststätten mit Bedachung 59
3. Schmelzprocesse, Fortschritte derselben betreffend. . . 59
a. Schmelzen mit erhitzter Gebläseluft 59
aa. das Schraubengebläse oder Cagniardelle und . . 72
das Centrifugalgebläse 73
b. Verbesserungen des Zumachens und Zustellens d. Schachtöfen 74
Masse zum Zustellen und Rostschlagen 74
Zumachen mit dem hydrostatischen Vorheerde . . . 75
Zumachen mit Coaksgestübe zu Freiberg. . . . 75
Neue Vorrichtungen zum Schöpfen des Roheisens . . 76
Versuche, auf Silberhütten ohne Nase zu schmelzen . . 77
a. Ueber das Verschmelzen der Bleierze in Flammenöfen . 78
b. Der neue grosse Treibheerd zu Olalaposbanya . . . 79
c. Der neuere Blaufarbenglasofen ohne Häfen . . . 80
d. Ueberwölbung der Frischheerde 82

e. Stahlfrischherde aus dem Ganzen gegossen 82
f. Mittler Gaarherd oder Rosettirgrube zu Moldawa . . 83
g. Neue Silberfeinbrennteste zu Freiberg 83
Gefässschmelzöfen betreffende Bemerkungen . . . 83
a. Gill's vervollkommneter Windofen 83
b. Feuerfester Coaks-Thontiegel 83
c. Legirungsofen mit Holzflamme in München . . . 84
4 Die Amalgamationsprocesse betreffende neuere Fortschritte 84
a. Amalgamirapparat 84
b. Entsilberung der Amalgamirrückstände 86
5. Nachträge, die Verdichtungsprocesse verflüchtigter Körper betreffend 87
a. Untersuchung der Frage, ob durch die Flugstaubkammern die Fluggestübebildung vermehrt werde? 87
b. Die Condensatoren mit Regenkammern 87
c. Mein neuer Apparat zur Destillation des Amalgama's, ausgeführt auf dem Mannsfeldischen Amalgamirwerke . . 88
d. Der Ofen zur Destillation des Cadmiums 88
e. Die Anlage der Gallmeiröstöfen in den Muffelöfen . . 89
f. Der Schwefelläuterofen des Michel zu Marseille . . 89
6. Nachträge, die Cementation betreffend 90
a. Mein Cementirapparat zur Bereitung des feinsten Messings 90
b. Cementirapparat zur Stahlcementation durch Kohlenwasserstoffgas. 91
7. Die Siedewerksprocesse betreffende Nachträge. . . 92
a. Dornengradirung, auf Alaun- und Vitriolwerken ausgeführt 92
b. Zweckmässigste Anlage der Verwitterungshalden . . 92
c. Versieden der Laugen durch Reverberirfeuer . . . 93
8. Die nassen Metallscheidungen betreffende neue Einrichtungen. 94
a. Guichard's und Legendre's Goldscheideapparat . . . 94
b. Hempel's Goldscheidung in gusseisernen Gefässen . . 94
c. Platinscheideapparat in Petersburg 95
9. Neue hüttenmännische Operationen, welche noch weiterer Bearbeitung bedürfen 96
a. Pattinson's Silberscheidung aus armem Werkblei durch Krystallisation 96
b. Meine Filtration leichtflüssiger Metalle als Reinigung. . 96
c. Ueber Becquerel's elektro-chemisches Silberausbringen. . 97

Zweiter Abschnitt.

Nachträge zum zweiten applicativen Theil des Grundrisses der Hüttenkunde.

I. Zugutemachen der Golderze. 1. Goldgehalte. . . . 98
a. Ueber den Goldgehalt des Sandes an der Salairischen Bergkette 98
b. Boussingault's genaue Zergliederung der verschiedenen Arten des silberhaltigen Goldes. 99
2. Aufbereitung der Golderze. 100
3. Amalgamation der Golderze. 101
4. Das Goldausbringen aus Palladgold 102

II. Das Zugutemachen der Platinerze. 104
1. Platingeschicke und Platinerze. 105
2. Probiren der Platinerze. 107

3. Zugutemachen des Platinerzes in Petersburg nach v. Sobolewsky, ... 108

III. Die Silberhüttenprocesse betreffende Nachträge. 111

1. Das Probiren der Silbererze. 111
a. Neuere Bestimmung ihrer Gehalte nach Plattner. . . 111
b. Betriebsproben (einige von mir mitgetheilte). . . . 112
c. der Sternbergit, ein neues Silberfossil. 112
d. Die Selensilbererze. 113
e. Probirung der käuflichen Silber auf nassem Wege. . . 113

2. Neue Erfahrungen bei den Silberschmelzprocessen. . . 114
a. die Roharbeit betreffend. 114
b. die Bleiarbeit betreffend. 116
Werkbleianreicherarbeit auf den Freiberger Hütten. . . 116
Vergleichende Schmelzversuche mit abgeänderten Verhältnissen von Bleiglanz und Glätte auf Antonshütte . . 116
Verschmelzen der silberhaltigen Bleierze in verschiedenen Oefen. 118
Niederschlagsarbeit mit Eisenoxydaten zu Ruszberg. . 118
Wascheisenzuschlag bei der Bleiarbeit auf Antonshütte. . 118
Neue ungarische Eintränkungsmethode. 119
Silberausbringen aus gediegenem Arsenik z. Andreasberg. . 122
Anwendung der hydrostatischen Schmelzmethode am Harz. 123
Abänderungen der Freiberger Processe. 123
Verschiedene neuere Versuche in den Freiberger Schmelzhütten. 124

3. Die Silberamalgamation betreffende Zusätze. . . . 125
a. die Freiberger Amalgamation betreffend. 125
b. Silbererzamalgamation zu Arang-Idka. 126
c. Silbererzamalgamation zu Sauceda. 126
d. Die Kupfersteinamalgamation im Mannsfeldischen. . . 126
e. Die Amalgamation der Schwarzkupfer bei Schmöllnitz. . 128
f. Die Amalgamation der sächsischen silberhaltigen Kobaltspeise. 129
g. Ueber die von mir vorgeschlagene Vorbereitung der Bleispeise von Antonshütte zur Amalgamation. . . . 130
h. Freiberger Erfahrungen über das Anquicken des Rohsteins. 131

4. Die Scheidung des Goldes vom Silber betreffende Nachträge. 132
a. Das Probiren der gold- und silberhaltigen Platinlegirungen. 132
b. d'Arcet's Goldscheidung betreffend. 132
c. Jordan über dieselbe und über die Goldscheidung zur Oker. 132
d. Goldscheidung zu Petersburg. 132
e. Wie weit die Goldscheidung durch Schwefelsäure zulässig ist. 133

5. Die Kupfer- und Saigerhüttenprocesse betreffende Nachträge 133
a. Neuerlich bekannt gewordene Kupfererze. . . . 133
b. Abänderung des Zugutemachens der Kupferschiefer. . 133
c. Röstungsart der Kupfersteine nach Bredberg. . . . 134
d. das Zugutemachen armer Kupfererze zu Moldawa. . . 135
e. Kupferausbringen auf dem nassen Wege daselbst. . . 137
f. Kupferreductionsarbeit zu Chessy. 137
g. Neuere Aufsätze, das Kupferausbringen betreffend. . . 138
h. Verschiedene auf der Saigerhütte Grünthal angestellte Versuche, als: über Reinigung schlechter Schwarzkupfer vor dem Saigern. 139
über die Verbesserung des Gaarkupfers durch Alkalien. 139
über die Anwendung erhitzter Gebläseluft bei dem Frischen und Gaarmachen. 139

6. Nachträge das Zugutemachen gold- und silberfreier Bleierze betreffend. 143
a. Neue Bleierze. 143
b. Ueber Bleischmelzprocesse in Flammenöfen. . . . 144
7. Resultate neuerer analytischer Untersuchungen der Silber-, Kupfer und Bleihüttenproducte. 144

IV. Das Zugutemachen der Eisenerze betreffende Nachträge. 150
Meine Anordnung der Eisenhütten-Doctrinen. 150
1. Eisenerze betreffende Nachträge. 150
Resultate mehrerer Untersuchungen und des Probirens der Eisensteine im chemischen Laboratorio der Bergakademie zu Freiberg. 151
a. Magneteisensteine. 151
b. Eisenoxyderze 152
c. Eisenhydraterze. 154
d. Kohlensaure Eisenerze. 156
2. Von nicht verschmelzbaren Eisenfossilien. 156
a. Gediegen Eisen, seit einiger Zeit in N.-Amerika gefunden. 156
b. Ob die Eisenkiese auf Eisen zu benutzen sind? . . 156
3. Einfluss der Nebenbestandtheile der Eisensteine auf das Eisenausbringen. 157
des Zinks. 157
des Schwerspaths. 157
4. Schriften über neuere Analysen der Eisenerze. . . . 157
5. Das Probiren der Eisensteine. 159
6. Die Aufbereitung der Eisenerze. 160
7. Rösten der Eisensteine. 160
a. Ueber die Vortheile desselben nach Sefström. . . . 160
b. Vorschläge der schwedischen Hohofenmeister zu dessen Verbesserung. 161
8. Eisenausbringen als Frischeisen aus Erzen. 161
9. Die Eisenhohöfen betreffende Nachträge. 162
a. Ueber die Gicht und den Mantel. 162
b. Ueber Beschickungen für den Hohofenbetrieb. . . . 163
c. Abwärmen des Hohofens. 165
d. Anlassen des Hohofens. 165
e. Aufgeben der Gichten. 166
f. Vergleichung verschiedener Hohöfenbeschickungen und deren Ausbringen. 167
g. Die Producte des Hohofens. 169
h. Die Theorie der Hohofenprocesse und die Varietäten des Roheisens betreffende Nachträge. 177
1. Roheisenerzeugung in Hoh- und Blauöfen. . . . 177
2. Verschiedene Arten des Roheisens von der Beschickung und dem Ofengange abhängig. 179
i. Direction des Hohofengebläses. 180
k. Ueber Blauöfen und deren Product. 181
10. Umschmelzen des Roheisens. 182
11. Vollendung der Gusswaaren. 183
a. Das Emailliren derselben. 183
b. Das Bruniren. 187
c. Das Bronziren. 187
d. Die Anstriche auf Gusseisen. 187
12. Die Eisenfrischprocesse betreffende Nachträge. . . . 188
a. b. c. Neue Zuschläge bei dem Frischen nach Schafhäutl, Lambert und Mushet. 188

d. Weissmachen des Roheisens durch die den Frischfeuern entweichende Hitze 190
e. Entkohlen des Roheisens durch Thonkiesel . . . 190
g. Frischen mit heisser Gebläseluft, Torf etc. . . . 191
h. Getheilte Heerdfrischerei in Südwales 192
nebst Untersuchung der dabei fallenden Producte . . 194
i. Die Hauptverschiedenheiten des Frischeisens . . . 197
k. Die verschiedenen Frischmethoden in Hinsicht auf ökonomische Vortheile 197
kk. Nachträge, die Benutzung der Frischschlacken betr. . . 203
1. Analyse der Frischschlacken von Lauchhammer . . 204
2. Analyse der Frischschlacken von Kallig . . . 205
3. Tiegelprobe mit Frischschlacken 205
13. Die Stahlprocesse betreffende Nachträge 207
a. Bestandtheile der Stahlsorten 207
b. Bereitung des Luppenstahles 207
c. Frischstahlbereitung 210
d. Stahlbereitung in Schweden 211
e. Producte des Stahlfrischens 211
f. Neuere Literatur, Frischstahl betr. 212
g. Nachträge, die Stahlcementation betreffend. . . . 213
h. Gussstahlbereitung 214
1. Flussmittel bei dessen Zubereitung 214
2. Neuere Schriften über Gussstahl 214
3. Bauer's Gussstahlbereitung 215
i. Besondere Arten der Stahlbereitung 219
k. Härten des Stahls durch Quecksilber u. comprimirte Luft . 219
l. Ueber Stahllegirungen 220
V. Nachträge zum Zugutemachen der Zinnerze . . 222
1. Das Zinnausbringen in England u. in andern Ländern . 222
2. Nachträge über Zinnerze 223
3. Vorbereitungsarbeiten mit Zinnstein 224
4. Die Zinnproben 225
5. Verschmelzen der Zinnerze über Schachtöfen . . . 229
6. Verweisung auf neuere Schriften über das Zinnausbr. in Flammenöfen 229
7. Vergleichung der ökonomischen Verhältnisse bei dem Zinnausbringen 229
8. Nachträge über Zinnhüttenproducte 230
9. Neuere Untersuchungen derselben 237
10. In Sachsen zur Verbesserung des Zinnschmelzens angestellte Versuche 237
VI. Nachträge, das Wismuthausbringen betreffend . 239
1. Wismuthausbringen in Sachsen 239
2. Wismutherze 239
3. Ueber Verbesserung des Wismuthsaigerns. 240
VII. Die Benutzung der Antimonerze 241
1. Die Antimonerze 241
2. Aussaigerungsmethoden des Schwefelantimons in Frankreich 242
3. Ausbringen des Antimonmetalls 244
4. 5. Antimonhüttenproducte 245
VIII. Nachträge zum Zinkausbringen 245
1. Neue Benutzung der Zinkblende als Farbe 245

2. Zinkerze 246
3. Verschiedene Methoden des Zinkausbringens . . . 246
4. Ueber neu untersuchte Zinkhüttenproducte . . . 248
5. Ausbringen des Cadmiums. 249
6. Messingbereitung durch Cementation 250
IX. Zusätze zum Quecksilberausbringen 251
1. Quecksilbererze 251
2. Quecksilberproben 252
3. Neuere Literatur über Quecksilber u. Zinnober . . 253
X. Nachträge, das Zugutemachen der Kobalterze betr. . . . 253
1. Ausbringen der Kobaltwerke in Sachsen . . . 253
2. Ueber Zubereitung der Saflore u. deren Prüfung . . 254
3. Die Nebenarbeiten auf Blaufarbenwerken und die Benutzung der Speise 257
a. Zubereitung verschiedener Fabricate aus Kobalterzen 257
b u. c. Ueber die verschiedenen Entstehungsarten der Speise 262
d. Varietäten der Speise 263
e. Verschiedene Bearbeitungsarten der Varietäten . . 266
XI. Nachträge die Arsenikalien betreffend. 266
1. Bestandtheile der Giftmehle 267
2. Bestandtheile des käuflichen Arsenikmetalles . . . 267
3. Bestandtheile des gelben Arseniks 267
4. Bestandtheile des rothen Arseniks 268
5. Vorschrift zur Bereitung des reinen Arsenikmetalles . 268
Zusatz das Ausbringen des Selens betreffend 268
XII. Nachträge zum Schwefelausbringen . . . 270
1. Verschiedene Arten der Benutzung der Eisenkiese . 270
besonders über die directe Bereitung der Schwefelsäure aus Kiesen 270
Vorschläge, diesen Process auszuführen 271
2. Ueber Carbonkies und Leberblende 272
3. Ueber neuere Methoden der Schwefelläuterung . . 272
4. Bereitung des liquiden Kohlenschwefels 273
XIII. Die Vitriolsiederei und die Fabrication der Schwefelsäure betreffende Nachträge 274
a. Bestandtheile einiger Sorten gemischter Vitriole . 274
b. Neue Anwendung der Dornengradirung auf Vitriolwerken 275
c. Literatur über Vitriolsiederei 276
d. Nachträge, die Fabrication der Schwefelsäure aus Vitriol betreffend 276
a. die Fabrication dieser Säure mittelst Steinkohlenfeuerung 276
b. Le Play's Arbeit über diesen Process in Norddeutschland 276
c. Zwei neue Bereitungsarten der rauchenden Schwefelsäure 277
d. Schwefelsäurebereitung aus Schwefel betreffend . 278
e. Prüfungsarten käuflicher Schwefelsäuren . . . 278
XIV. Nachträge zu der Alaunfabrication . . . 279
1. Die neuern Angaben über die Mischung der Alaune . 279
2. Bestandtheile einiger käuflichen Alaunsorten . . . 279
3. Neuere Analysen verschiedener Alaunerze . . . 280
4. Die Alaunerzproben betreffend 282
5. Neuere Erfahrungen über das Zugutemachen der Alaunerze 283
a. Das Rösten derselben 283
b. Verbesserung der Verwitterungsmethoden derselben . 283

c. Beachtung des cubischen Inhaltes derselben . . . 283
d. Laugenbereitung aus groben u. mulmigen Erzen . 284
e. Anwendung der Dornengradirung zur Laugenconcentration 284
f. Von den alaunbildenden Zuschlagsmitteln . . . 285
g. Vorschlag todtgelaugte Alaunerzrückstände auf's neue mit Schwefelsäure zu imprägniren 287
h. Von der künstlichen Alaunbereitung ohne Erze . . 287
i. Ueber Zubereitung von schwefels. Thonerde für d. Handel 288
k. Benutzung der Abfälle auf Alaunwerken . . . 288
l. Zubereitung eines eisenfreien Hutalauns . . . 289
m. Vollrath, über Alaunfabrication 290

Erste Abtheilung.

Nachträge zum ersten präparativen Theile der Hüttenkunde.

I. Die Processe des Ausbringens betreffend.

(S. S. 6 des Grundrisses der Hüttenkunde.)

g) **Das Ausbringen des Platinmetalles.** Seitdem die rohe Platina in der Mitte des vorigen Jahrhunderts durch Charles Wood und Antonio Ulloa zuerst aus Südamerika nach Europa gebracht wurde, hat man sich mannigfach bemüht, das Platin aus diesem metallischen Fossil theils zu scheiden, theils im Grossen zu bearbeiten. Man wendete mit mehr oder weniger glücklichen Erfolgen zu dieser Bearbeitung verschiedene Agentien, als Phosphor, Arsenik, Quecksilber und andere Hülfsmittel an. Das eigentliche Ausbringen dieses Metalles begann aber zuerst vor 15 Jahren in Russland durch Zugutemachen der bedeutenden Quantität von roher Platina, welche vorzüglich auf dem europäischen Abhange des Urals, da, wo die Gewässer der Ulka bei Suchol, Wisnin und Martiom sich vereinigen, durch die Platinwäschereien gewonnen wird. Bis zum Jahre 1834 waren in der Platinscheideanstalt zu Petersburg bereits 476 Pud=173 Ctr. 10 Pf. Platin ausgebracht worden, und das jetzige jährliche Ausbringen daselbst besteht in 35 bis 40 Pud. Diese Darstellung des Platins im Grossen gelang zuerst, seitdem Wollaston dazu durch seine Erfindung, den Platinschwamm in der Kälte zum Schweissen zu bringen, den Weg angezeigt hatte; s. dess. Methode, das Platin hämmerbar zu machen, in Erdmann's Journ. f.

techn. und ökonom. Chem. Bd. 6, S. 221, nebst Abbild. einer Platinpresse.

Ueber diesen Process ist vorläufig nachzulesen: Eichsfeld, im Journ. d'Odessa 1827 u. Erdm. J. f. techn. u. ökonom. Chemie Bd. 2, S. 402, so wie Marshall im Philosoph. Magaz. 1832, u. Erdm. J. I, Bd. 14, S. 319. Das neueste Verfahren des Platinausbringens in Petersburg wird man weiter unten in den Nachträgen zum applicativen Theile der Hüttenkunde beschrieben finden.

h) Das Ausbringen des Pallads. Dieser Process wird seit 1833 in London unter Hrn. Johnson's Leitung betrieben. Man gewinnt nämlich in Brasilien, in der Grube Gorgo Soco, auf einem Lager von Eisenglanz durch Verwaschen ein palladhaltiges Gold von 4 p. C. Palladgehalt. Die Grube liefert jährlich etwa 2500 Pf. Palladgold, welches in London dem Scheidungsprocesse mittelst Salpetersäure unterworfen wird und gegen 100 Pfd. schmiedbares Pallad liefert. Es wird dasselbe, mit 20 p. C. Silber legirt, zu Scalen für astronomische Werkzeuge und von Zahnärzten gebraucht; s. Johnson's und meine Mittheilungen über diese Processe in Erdm. J. II, Bd. 11, S. 309.

i) Das Ausbringen des Nickels. Seitdem durch Hrn. Dr. Geitner's Bemühungen das Nickel mit Kupfer und Zink zu einer dem chinesischen Packfong ähnlichen Composition, dem Argentan, verwendet wurde, sind mehrere Fabriken, welche dergleichen Legirungen erzeugen, entstanden, und die häufige Nachfrage nach Nickel hat ein vermehrtes Ausbringen im Grossen, vorzüglich aus der Kobaltspeise der Blaufarbenwerke, wie auf dem sächsischen zu Oberschlema, nach sich gezogen. Man bringt nun dieses Metall centnerweise als Schwamm oder als Schlich aus. S. Erdmann, über das Nickel, seine Gewinnung im Grossen und techn. Benutzung, Leipz. 1827; ferner meine Methode des Ausbringens in Erdm. J. I, Bd. 1, S. 409, und über das Ausbringen zu Schwarzenfels bei Schlüchtern: Karsten's Archiv. f. Bergbau und Hüttenkunde, Bd. 16, Heft 1.

k) Das Ausbringen des Cadmiums erfolgt, obgleich nicht in bedeutender Menge, auf der Lydogniahütte in Oberschlesien aus dem daselbst bei der Zinkdestillation fallenden Zinkoxyde. Da dieses Metall bis jetzt keine besondere Anwendung in der Technik findet, so wird dasselbe nur an chemische Laboratorien abgesetzt. S. über dieses Ausbringen: Karsten's neues Archiv für Bergbau, Geognosie, Hüttenkunde, Bd. 1, H. 2, nebst einer Abbildung des Cadmiumofens.

Ueber das Ausbringen vorstehender 4 Metalle werde ich in den Nachträgen zum applicativen Theile des Grundrisses der Hüttenkunde das Weitere speciell mittheilen.

II. Die Aufbereitungsprocesse auf Hüttenwerken betreffend.

(S. S. 13 und 14, §§. 5 und 6 des G. d. H.)

Sehr nützlich ist die in neuern Zeiten sich immer mehr verbreitende Bindung staubiger und mulmiger Erze und Hüttenproducte durch Adhäsionsmittel, welche zugleich als Zuschläge dienen. Sie erscheint besonders wichtig, wenn dergleichen Erze und Producte in Schachtöfen, wo sie leicht verblasen werden, verschmolzen werden sollen. Man kann diese Sinterarbeiten auf eine zweifache Weise, nämlich a) auf nassem Wege durch Vermengung der Erze und Producte mit den Zuschlägen mittelst des Wassers, oder b) bei der Anwendung schmelzbarer Sinterungsmittel auf dem trocknen Wege unternehmen, als:

1) Man vermenge den zu bindenden Staub, Mulm oder Schlich mit dem Zuschlagmehl, als Kalk-, Thon- oder Mergelmehl u. dgl., durch Auffahren in Schichten auf der Hüttensohle und durch Anwendung einer Siebmaschine in trockner Gestalt und lasse die von dieser Masse ausgezogenen Beete mit dem nöthigen Wasser durch eine Giesskanne begiessen. Man kann sodann die feuchte Masse durch Handarbeit ballen lassen, auch wohl in Ziegel streichen, oder man lässt sie allmählich austrocknen, wodurch sie klümprig wird, oder

2) Man unternehme die Bindung durch das Einsümpfen, indem man die zuvor trocken gemengten Beschickungstheile in hölzerne Sümpfe bringt und daselbst durch Schaufeln mit dem nöthigen Wasser zu einer halbweichen Consistenz aufrührt.

3) Auf manchen Werken wird zur Vermengung die Knetmaschine angewendet. So auf dem Amalgamirwerke Gottes Belohnung im Mannsfeldischen, wo man die durch Amalgamation entsilberten Kupfersteinrückstände, um sie über Schachtöfen zu Schwarzkupfer zu verschmelzen, durch Thon bindet.

Die Knetmaschine daselbst besteht aus 3 hölzernen mit dicken Füssen versehenen Pochstempeln, welche in muldenförmig ausgehöhlte Pochtröge fallen und durch eine Welle gehoben werden. Mittelst dieser Maschine wird die Beschickung angefeuchtet, zu einer steifen Teigconsistenz gemengt, in Kugeln von ungefähr 4 Zoll Durchmesser geformt und in der Trockenstube auf Bretern getrocknet. Das Vortheilhafte dieser Bindungsmethode wird neuerlich wieder durch Hrn. Hüttenm. Heine (s. Bergwerksfreund 1838, No. 12) nachgewiesen. Man stellte nämlich auf der Sangerhäuser Kupferhütte Grossversuche mit dem Verkneten und Trocknen sämmtlicher daselbst fallender Kupferschieferkläre an und fand, dass sich bei der Verschmelzung eines Fuders gekneteter Kläre in Vergleichung mit der Verschmelzung der ungekneteten 1 Thlr. 28 Sgr. 1 Pf. reiner Gewinn nach Abzug der Kosten des Verknetens ergab. Dabei wurde noch Zeitersparniss und Ersparung an Kosten für die Erhitzung der Gebläseluft unberücksichtigt gelassen.

4) Das Binden durch Steinkohlentheer, Holztheer, Bergtheer oder durch Schwarzharze oder Bergpech kann folgendermassen betrieben werden: Wendet man die Theersorten an, so wird der Erzstaub oder das Fluggestübe u. dgl. in einer flachen eingemauerten Eisenblechpfanne erwärmt und das Theer eingerührt, wonach die Gemenge so lange zu erwärmen sind, bis die flüchtigen Theertheile sich entfernt haben. Die Harze selbst sind zuvor in Pul-

vergestalt mit dem zu Bindenden genau zu mengen und sodann auf gusseisernen Platten zu erwärmen.

5) Ist noch des Verfahrens des Engländers Jefferies, die Schliche in Verbindung mit gepochter Steinkohle in erzhaltige Coaks umzuändern, zu erwähnen. Die Erze werden mit Steinkohlenklein vermengt, in einem Flammenofen gesintert und darauf in Coaksbacköfen erhitzt. Dann sollen sie ohne weitere Beschickung mit Coaks verschmolzen werden. Dass man zu diesem Processe nur backende Steinkohlen verwenden könne, ist einleuchtend. Ob dieses Verfahren in England ausgeübt wird, ist mir nicht bekannt geworden. Man sehe deshalb: Erdm. Journ. I, Bd. 2, H. 3, S. 402 weiter nach.

In Hinsicht auf die Aufbereitungsmaschinen, deren man sich (s. S. 13 u. 14 des Grdss.) auf Hüttenwerken bedient, sind noch die Walzwerke namhaft zu machen. Auf den Eisenwerken dienen gusseiserne, durch eine Welle zu betreibende, mit einem hölzernen Trichter oben und unter den Walzen mit Sieben versehene; zu der Zerquetschung mürber Hüttenproducte, wie z. B. zu der Zerkleinung der gesinterten mit Kochsalzlösung und Kalk eingesümpften Beschickung des Kupfersteines, wird nach deren Trocknung ein hölzernes Walzwerk angewendet. Dieses Walzwerk wird durch ein Paar Knaben gedreht, und 100 Ctr. getrocknete Beschickung kommen nicht viel über 1 Thlr. Arbeitslohn zu stehen.

Wie die Erze und Hüttenproducte, welche über Schachtöfen durchgesetzt werden sollen, aufbereitet sein sollen, habe ich angegeben in meinem Aufsatze in Erdm. J. II, Bd. 2, H. 4, S. 511: über die zweckmässige Gröbe des Korns der Beschickungen, welche in Schachtöfen verschmolzen werden.

III. Das Probiren der Erze betreffend.

(S. Grundr. §§. 11 — 15, S. 16 — 20.)

Seitdem Harkort, wie ich bereits S. 18 des Grundrisses anführte, die Löthrohrprobirkunst mit dem besten Erfolge auf das Probiren der Silbererze und Producte

angewendet hatte, verfolgte Hr. Gewerkenprobirer Plattner diese Probirmethode sehr geschickt und mit grosser Genauigkeit in dem Maasse, dass nun dieselbe mit Recht unter die ausgeführten mercantilischen und controlirenden Proben aufgenommen zu werden verdient.

Lässt sich auch dieses Verfahren nicht zu der täglichen Anstellung der mercantilischen Proben auf Hüttenwerken anwenden, so bieten sich doch, z. B. auf hüttenmännischen Reisen, ferner bei Aufsuchung neuer Anbrüche, auch bei dem Betriebe der Hüttenprocesse selbst, die mannigfaltigsten Gelegenheiten dar, Gebrauch von demselben zu machen. Wer mehrere solcher Proben hinter einander zu unternehmen hat, thut wohl, sich zur Schonung der Brust irgend einer der Löthrohrblasemaschinen zu bedienen. Hr. G. P. Plattner, welcher diesen meinen Rath befolgte, arbeitet nun eben so sicher mit einem Blasecylinder als mit der Lungenluft. Wie derselbe allmählich auf dieser neuen Bahn des Probirens fortschritt, ergiebt sich 1) aus seiner in Erdm. J. f., Bd. 4, H. 3, S. 283 mitgetheilten Abhandlung: Anleitung, Erze, Mineralien und Hüttenproducte mit Hülfe des Löthrohres quantitativ zu untersuchen; vorzüglich aber 2) aus der Erscheinung seines gründlichen Werkes: Die Probirkunst mit dem Löthrohre, Leipz. bei Barth 1835, mit 3 Kupfertaf., in welchem nicht allein die Gold-, Silber-, Blei-, Kupfer- und Zinnproben mittelst des Löthrohres anzustellen, sondern auch qualitative Metallproben anderer Art zu unternehmen gelehrt wird. Einen Beweis, mit welchem nützlichen und sichern Erfolge Hr. Plattner diese neue Probirmethode anwendet, findet man in Hrn. v. Weissenbach's Aufsatze: Ueber die Gehalte der bei dem sächs. Bergbaue vorkommenden Silbererze, im Kalender f. den sächs. Berg- und Hüttenmann, Jahrgang 1831, S. 223. Hr. Plattner giebt daselbst den Gehalt von 106 verschiedenen Arten und Varietäten sächsischer Silbererze mit der grössten Genauigkeit an.

Einen neuen Zuwachs von Hülfsmethoden des Probirens hat die Probirkunst durch Hrn. Heine's und mein Verfahren, nach Musterflüssigkeiten zu probiren,

erhalten. Hr. Heine stellt auf diese Weise die Proben mit armen Kupferschlacken an, und ich habe, wie es der k. sächs. Blaufarbendirection bekannt ist, die Güte der Safflore seit längerer Zeit nach Mustersolutionen bestimmt.

Es gründet sich diese Untersuchungsart auf die bekannte Eigenschaft gefärbter Metallsolutionen, bei verschiedenen Graden des Gehaltes schwächer oder stärker, oder auch, wie bei Kobaltsolutionen, reiner oder unreiner gefärbt zu erscheinen. Man bereitet sich zuerst Musterflüssigkeiten, die man in weissen Glasröhren aufstellt, und vergleicht sodann mit diesen die bei den Proben erhaltenen Solutionen auf die Intensität ihrer Farbe oder Reinigkeit. Hr. Heine (s. Bergwerksfreund 1837, B. 1, No. 3, S. 33) verfertigt z. B. zum Mustern Solutionen aus 1, $1\frac{1}{2}$, 2, $2\frac{1}{2}$, 3, $3\frac{1}{2}$ und 4 Probirloth Kupfer, zuerst durch Salpetersäure oxydirt und aufgelöst und sodann mit einer Unze Ammoniakflüssigkeit von gleicher Stärke bis zur Auflösung des zuerst fallenden Kupferoxyds übersättigt. Auf diese Weise können indessen, da Kupfersolutionen von stärkeren Gehalten sich an Farbenstärke gleichen, nur sehr arme Erze und Producte untersucht werden. Zu dem Safflorproben verfertige ich mir (s. Erdm. J. II, Bd. 13, H. 7, S. 385) zwei Reihen Mustersolutionen, welche zur Vergleichung im hiesigen chemischen Laboratorio der Bergacademie aufgestellt sind. Die eine Reihe besteht aus mehr oder weniger Eisenoxyd haltenden Kobaltsolutionen in Salpetersäure und die andere aus Kobaltoxydsolutionen in kohlensaurer Ammoniakflüssigkeit mit einem grössern oder geringern Gehalte von Nickeloxyd. Jede dieser Reihen besteht aus 10 Nummern, und bei der Vergleichung der von Saffloren erhaltenen Solutionen in Salpetersäure so wie der aus ihnen bereiteten Solutionen durch Uebersättigung mit kohlensaurer Ammoniaklösung in Wasser lässt sich leicht der Gehalt der Safflore an Eisen- und Nickeloxyd, als worauf es hier vorzüglich ankommt, bestimmen. Vielleicht kann diese Probirmethode in der Folge noch auf das Probiren anderer mit Säuren Farben gebender Metalle angewendet

werden. Die von Ovested zur Sprache gebrachte elektromagnetische Probirkunst ist, wissenschaftlich betrachtet, allerdings höchst interessant, dürfte aber wohl auf Hüttenwerken schwerlich in Ausübung zu bringen sein. Man sehe über diesen Gegenstand Erdm. J. I, B. 2, S. 98 nach.

IV. Das Beschicken der Erze.

(S. S. 22—24 des G. d. H.)

Wenn man in früheren Zeiten den guten Gang einer Hüttenarbeit in Hinsicht auf die richtige Menge des Zuschlages und auf die besten Verhältnisse der Erzgattirung durch mannigfache Betriebsproben, zum Theil empirisch unternommen, hervorzubringen bemüht war, so bietet seit einigen Jahrzehnten nun die Lehre der Stöchiometrie dem Hüttenmanne ein sicheres Hülfsmittel zur Erreichung dieses besten Zugutemachens der Erze dar, und es ist daher das Studium dieser neuen Lehre für ihn von grosser Wichtigkeit. Es werden ihm dadurch nicht allein ältere bekannte chemische Erscheinungen bei den Hüttenprocessen klar, sondern er lernt auch die Beschickungen für einen guten Gang seiner Processe nach stöchiometrischen Regeln entwerfen. Vorzüglich ist bis jetzt diese Lehre für die Schmelzprocesse in Hinsicht auf gute Schlackenbildung bearbeitet worden, findet aber bei jedem Hüttenprocesse, z. B. um zu berechnen, wie viel Kalkerde erforderlich ist, eine gegebene Menge Zinnobers durch die Destillation zu zerlegen, ihre Anwendung. Ich werde in der Folge öfter auf diesen Gegenstand zurückkommen und verweise einstweilen auf: Winkler's Erfahrungssätze über die Bildung der Schlacken, Freiberg 1827, und auf Seffröm's Versuche über die Bildung und die Eigenschaften der in den Eisenhohofenschlacken vorkommenden Verbindungen, in Poggendorff's Annalen B. 15, St. 4, S. 612. Vorläufig stehe hier ein einfaches Beispiel über die Anwendung stöchiometrischer Berechnung. Es enthalte ein zu verschmelzender Rotheisenstein 12 p.C. Kieselerde, und es soll bestimmt werden, wie viel Zuschlag einer Sorte

von Kalkstein nothwendig ist, um einen guten Hohofengang dadurch hervorzubringen. Nun haben Erfahrungen gelehrt, dass die Bildung eines Bisilicats des Kalks zur Erzeugung einer gutflüssigen Hohofenschlacke am geeignetsten ist. Dieses Silicat besteht aus 52 Kieselerde und 48 Kalkerde. Wenn nun 52 Kieselerde zum Bisilicat 48 Kalkerde erfordern, so verlangen obige 12 p.C. Kieselerde im Rotheisenstein 5 p.C. Kalkerde. Angenommen ferner, es enthalte der als Zuschlag zu verwendende Kalkstein 48 p.C. reine Kalkerde, so würden dem Rotheisensteine, um eine gute Bisilicatschlacke zu bilden, 10,4 des Kalksteins zuzuschlagen sein.

Kann nun auch der Hüttenmann, besonders auf Hüttenwerken, auf welchen die Art der angelieferten Erze oft wechselt, und wo dann ununterbrochen Analysen, um diesen Wechsel zu erkennen, kaum ausführbar sind, nicht immer ganz streng nach stöchiometrischen Regeln beschicken, so kann er doch durch dieselben dem besten Verhältniss der zu nehmenden Zuschläge und der Erzgattirung nahe zu kommen suchen, und dadurch ist schon viel gewonnen. Dem S. 23 aufgestellten Beispiele über die Berechnung des Durchschnittgehaltes einer Beschickung für Amalgamirarbeit möge hier noch ein zweites für Schmelzarbeit folgen. Man nehme dabei die Allegationsrechnung zu Hülfe.

Es soll z. B. eine 16löthige Silbererzbeschickung für die Bleiarbeit hergestellt werden, und es finden sich im Erzmagazine hierzu 2 Posten Erz, von welchen die erste mehr hält als die zweite und deren Gewicht 10 Ctr. beträgt. Man soll nun zu der ersten Post so viel von der zweiten mengen, dass der gewünschte Durchschnittsgehalt der gemengten Post erhalten wird, so verfahre man folgendermassen:

a) Der mittlere Gehalt wird von dem grössern abgezogen;

b) darauf der geringere von dem mittleren;

c) die erste Differenz multiplicire man mit der Centnerzahl der ersten Post und

d) dividire das Product mit der zweiten Differenz.

Der Quotient giebt sodann den gesuchten Mittelgehalt.

Nun wiege die erste Post 10 Ctr., und ihr Gehalt sei 80 Loth Silber; die zweite halte 4 L. und die gemengte soll 16 L. bekommen, so ergiebt sich bei der Berechnung:

a) $80 - 16 = 64$
b) $16 - 4 = 12$
c) $64 . 10 = 640$
d) $\frac{640}{12} = 53\frac{1}{3}$ Ctr.

Demnach muss $53\frac{1}{3}$ Ctr. der ärmern Post zu 10 Ctr. der reichern beschickt werden, um eine 16löthige Beschickung zu erhalten; oder:

Es ist der Gehalt der ersten und zweiten Erzpost gegeben, desgleichen der mittlere Gehalt und wie viel Centner man aus den vorgenannten beiden Posten zu dem mittlern Gehalte beschicken will. Wie viel muss von jeder Post genommen werden?

a) Man ziehe den geringern Gehalt vom mittlern ab;

b) desgleichen von dem grössern;

c) die erstere Differenz multiplicire man mit der Centnerzahl der mittlern Post und

d) dividire das Product durch die zweite Differenz, so giebt der Quotient die Zahl von Centnern, welche man von der reichern Post zu nehmen hat. Zieht man ihn von der gegebenen Centnerzahl der mittlern Post ab, so erhält man die Centnerzahl, welche von der geringern Post zu nehmen ist, nämlich:

Es bleibe das vorige Beispiel, mit dem Unterschiede, dass die 10 Ctr. für die mittlere Post gelten, dann:

a) $16 - 4 = 12$
b) $80 - 4 = 76$
c) $12 . 10 = 120$
d) $\frac{120}{76} = \frac{30}{19} = 1\frac{11}{19}$ Ctr., welche von der reichern Post zu nehmen sind; mithin von der geringern $10 - 1\frac{11}{19} = 8\frac{8}{19}$ Ctr.

Wie viel auf eine gute Vermengung der Beschickungstheile ankommt, zeigt uns die Einführung einer solchen auf den Freiberger Schmelzhütten seit einigen Jahren. S. Kalender für den sächs. Berg- und Hüttenmann, 1831, S. 137. Man setzt mehr Beschickung

durch, erspart Coaks und kann die Rohöfen ein Jahr lang und darüber in gutem Gange erhalten.

V. Zuschläge und Gattirung der Erze für die Schmelzprocesse.

(S. Grundr. §. 22, S. 25.)

Wenn nun, wie im Vorhergehenden gezeigt wurde, der Hüttenmann so viel als möglich die Lehren der Stöchiometrie bei der Entwerfung von Beschickungen in Anwendung zu bringen bemüht sein muss, so kann er doch auch schon bestehende Erfahrungen und Resultate der Betriebsproben in Hinsicht auf Zuschläge, Erzgattirung und Schlackenbildung benutzen.

Dabei kann er folgende von andern Metallurgen und mir seit längerer Zeit gesammelte Erfahrungssätze zum Grunde legen.

a) Kiesel-, Thon-, Talk- und Kalkerde, als die am häufigsten vorkommenden Gemengtheile der Erze, sind, eine jede für sich, in unsern Ofenfeuern, selbst bei dem stärksten Gebläse, unschmelzbar. Die Baryterde schmilzt bei starkem Gebläsefeuer zu einer porcellanartigen Schlacke. Auf die übrigen Erden ist, wegen ihres seltenen Vorkommens, nicht Rücksicht zu nehmen.

b) Zweifache Erdengemische sind zum Theil, wie Thonkiesel und Kalktalk, noch unschmelzbar; zum Theil schmelzbar, wie die Bisilicate des Kalks und Baryts.

c) Drei- und mehrfache Erdengemische sind, wie z. B. Thon- und Kalksilicate und Kalk- und Barytsilicate, am schmelzbarsten. Diese lösen auch selbst strengflüssige Oxydate, als Talk, Zinkoxyd und Zinnoxyd, im Schmelzen auf.

d) Eisen- und Kupferoxydate, Bleioxyd, Wismuthoxyd, Zinnoxydul, Manganoxyd, Antimonoxyd sind für sich schmelzbar und zum Theil leichtflüssig; Kobalt- und Nickeloxyd strengflüssig; Zink- und Zinnoxyd bei unsern Ofenfeuern unschmelzbar.

e) Mit der Kieselerde verbinden sich die Metalloxyde

so, dass erstere die Stelle der Säure vertritt, zu grösstentheils gut schmelzbaren Schlacken.

f) Gegen Thon-, Kalk-, Talk- und Baryterde verhalten sich die Metalloxydate wie Säuren, d. i. elektronegativ, und geben zum Theil schmelzbare Verbindungen.

g) Die Phosphor-, Fluss-, Schwefel-, Borax- und Arseniksäuren verbinden sich mit den meisten Basen im Feuer zu leichtflüssigen Gläsern; wie denn auch einige derselben, als flusssauer Kalk (Flussspath) und boraxsaures Natron (Borax) im Schmelzfeuer viele andere strengflüssige Oxydate auflösen.

h) Mehrere der Verbindungen g) werden im Feuer durch Kieselerde und Thonsilicat, theils auf dem Wege einfacher, theils doppelter Wahlverwandtschaft, zerlegt. So treibt die Kieselerde aus dem Flussspath Flusssäure aus, und flusssaurer Kalk giebt mit Thonsilicat flusssauren Thon und Kalksilicat.

i) Kali, Natron und Lithion sind ausgezeichnete Verglasungsmittel. Selten jedoch wendet man sie der Kostbarkeit wegen für sich allein an, desto öfter aber Alkalien haltende Fossilien, wie Basalt, Klingstein, Feldspäthe, Glimmer u. d. m.

k) Je mannigfacher der Gehalt einer Beschickung an Oxydaten und Acidaten ist, um so besser erfolgt die Schmelzung.

Vermöge der im Vorhergehenden aufgestellten Grundsätze wäre nun, nach zuvor unternommenen Betriebsproben, eine gutschmelzende Beschickung folgendermassen zu entwerfen: Man bedürfe z. B. zum Betriebe eines Rohofens etwa 305 Ctr. Beschickung, welche vom Ctr. 60 Pfd. Rohstein à 3 Loth Silbergehalt p. Ctr. liefern soll, und es seien zu dieser Beschickung nachstehende Erzposten vorhanden:

a) Reine gewaschene Kiese, welche p. Ctr. 85 Pfd. Rohstein und 1 Loth Silber enthalten;

b) quarzig-kiesiges zähes Wascherz, 75 Pfd. Rohstein, 25 Pfd. Quarz und 2 Loth Silber gebend;

c) dergleichen rüsches Erz zu 65 Pfd. Rohstein, 35 Pfd. Quarz und 4 Loth Silber;

d) schwerspäthiges reines Dürrerz ohne Rohsteingehalt, mit 3 Loth Silber;

e) flussspäthiges gewaschenes kiesiges Dürrerz, à 20 Pfd. Rohstein und 80 Pfd. Flussspath mit 5 Loth Silbergehalt;

f) thon- und talkhaltiges Dürrerz mit 2 Loth Silbergehalt.

Es soll nun, ausser dem gewünschten Ausfalle an silberhaltigem Rohstein, darauf gesehen werden, dass die zu betreibende Roharbeit einen guten Schmelzgang zeige, bei welchem rohsteinfreie gutfliessende musige Schlacke falle. Wie soll man nun beides, richtigen Produktenausfall und guten Schmelzgang zu erreichen, beschicken? Für letztern dient zum Anhalten, dass vermöge angestellter Betriebsproben : 1 Theil Quarz, 1 Theil Schwerspath und ½ Theil Flussspath eine gute Schlacke liefern, welche noch etwa 10 p. C. anderer strengflüssiger Erdengemenge aufzulösen vermag, so wurden, wie man durch Berechnung finden wird, erfordert:

14,10	Ctr. des Erzes	a
100,00	— — —	b
100,00	— — —	c
50,00	— — —	d
31,25	— — —	e
10,00	— — —	f

S. 305,35 Ctr. Beschickung mit 183 Ctr. Rohstein und 58 Mark 6 Loth Silbergehalt.

VI. Hüttenproducte.

(s. G. d. H. §§. 30 bis 46, S. 29 bis 42.)

Seit der Herausgabe des Grundrisses d. H. haben sich meine Erfahrungen über die Natur der Hüttenproducte und über ihre zweckmässige Classificirung mannigfach erweitert. Ich habe diese meine neuern Erfahrungen in einer ausführlichen Abhandlung (s. Erdmann's J. I, B. 14, S. 259; B. 15, S. 22 u. B. 16, S. 146) mitgetheilt und gebe daher hier nur das Wesentliche dieser Abhandlung im Auszuge.

A. Röstproducte.

Die Wirkung der Röstung besteht in Verflüchtigung und Oxydation. Die fallenden Producte sind immer Oxydate; und zwar:

a) entwässerte und entkohlengesäuerte, wie geröstete Galmeierze, Eisenspath u. d. m., oder b) entschwefelte und entarsenicirte, welche immer noch einige Procente schwefel- und arseniksaure Basen enthalten, wie z. B. gerösteter Bleiglanz, Kupferstein u. d. Der Röstrauch ist demnach Kohlensäure, Wasserdampf, schweflige Säure, arsenige Säure, nebst Spuren von Schwefel und Arsenikmetall; zuweilen mit geringen Antheilen von Blei-, Kupfer- und anderen Metalloxydaten. Man theilt sie auch nach den Graden der Röstung in Vor-, Mittel- und Gaarrost ein. Erstere enthalten noch unzersetzte Schwefel- und Arsenikmetalle.

B. Schmelzproducte.

(§. 35 – 40)

Es sind a) sauerstoffleere Gebilde als Metalle, Metalllegirungen, Schwefelmetalle, Kohlenmetalle und Gemenge dieser Verbindungen; b) sauerstoffhaltige Gebilde, nämlich fast reine Metalloxydate, wie z. B. Glätte; gemischte und gemengte Metalloxydate, wie Kupfergaarschlacke; Erdengemische, wie rein ausgeschmolzene erdige Schlacken; Gemische von Metalloxydaten, Erden und Alkalien, wie die der meisten Schlacken vom Erzverschmelzen. Seltner kommen wahre stöchiometrische Gemische von a) und b), wie der Ofenbruch, aus Schwefelzink und Zinkoxyd gemischt, vor.

Dass mehrere der Schmelzproducte Gemenge sind oder geringe Quantitäten von Gemengtheilen enthalten, lässt sich bei einigen durch das Auge ohne und mit dem Mikroskop erkennen. Noch mehr wird dieses durch deren ungleichen Gehalt so wie durch das Sedimentirschmelzen bestätigt. Bei dem Schmelzen und ruhigen Erkalten einer Kobaltspeise, welche Nickel, Wismuth, Arsenik, Kobalt, Eisen und Schwefel enthält, saigern sich von ihrem Wismuthgehalt zu 32 p. C. 21 p. C. aus

und werden am Boden des Schmelzgefässes gefunden. Die darüber stehende Masse ist nun zuerst ein wahres Gemisch. Ueber dergleichen Schmelz-Sedimentirversuche sehe man nach in Erdm. J. I, B. 4, S. 92 und B. 14, S. 262.

Die wahren Gemischtheile der Schmelzproducte zwei-, drei- und mehrfacher Atomengemische werden durch die chemische Analyse und vermöge der Berechnung der gefundenen Bestandtheile und deren Reduction auf chemische Formeln bestimmt. Hätte man z. B. durch die Analyse einen Rohstein gemischt gefunden aus Eisen 64,590, Schwefel 18,980, Arsenik 5,600, Blei 6,215, Kupfer 1,650, Zink 0,560 und Silber 0,130, so würde sich aus der Berechnung seine Zusammensetzung ergeben aus: Halbschwefeleisen 70,430, Einfachschwefelarsenik 7,960, Einfachschwefelblei 6,349, Halbschwefelkupfer 2,072, Einfachschwefelzink 0,788 und Einfachschwefelsilber 0,149 *).

Dass geringe Mengen von Oxydaten in sauerstoffleeren Gebilden fein eingemengt vorkommen, ergiebt sich z. B. daraus, dass übergaares Kupfer einige Procente Kupferoxydul enthält. Gröber gemengt kommen Schlackenantheile in Steinen oder Lechen, und Lechtheile umgekehrt in Schlacken vor, und dergl. mehr. So liess unter andern unser verewigter v. Herder in den Jahren 1833—35 zahlreiche Versuche mit dem Nasspochen und Verwaschen alter Freiberger Rohschlacken ausführen, und man erhielt dadurch ein schwefelmetallreiches Product (Schlackenerz) mit einem Gehalte von 25—30 Pfd. Blei, 2—4 Pf. Kupfer und 3—4 Loth Silber. Später hat es sich — wie ich weiter unten angeben werde — vortheilhafter gezeigt, diese Rohschlacken unaufbereitet mit heisser Gebläseluft zu verschmelzen.

In Hinsicht auf Schlackenbildung nach stöchiometri-

*) Eine sehr interessante hierher gehörige Arbeit hat uns Bredberg geliefert; s. über die chemische Mischung der Schwefelmetalle, welche sich bei den Schmelzprocessen im Grossen bilden, in Erdmann's J. I, B. 5, S. 237.

schen Grundsätzen können vorzüglich Seffröm's interessante Versuche (schon citirt S. 8) zum Anhalten dienen. Sie gaben uns nachstehende Aufschlüsse:

a) Kalkbisilicat ($\dot{C}a\ \ddot{S}_2$) schmilzt gut und zeigt Spuren von Krystallisation.

b) Kalktrisilicat ($\dot{C}a\ 3\ddot{S}i$) schmilzt noch leichter und zeigt sich schon flüssig, wenn das Bisilicat noch sintert.

c) Kalksingulosilicat ($\dot{C}a\ Si$) ist kaum zum Schmelzen zu bringen.

d) Quadrisilicat des Kalks schmilzt einigermassen, sondert sich aber in zwei Gruppen, in Trisilicat und in eine schwammige Masse ab.

e) Sechssilicat giebt eine nur blasige unvollkommene Schlacke.

Die beste Schlackenbildung aus Kalk und Kiesel wird demnach erfolgen, wenn etwa 35—37 Kalkerde mit 65—63 Kieselerde sich in der Beschickung finden.

f) Talksingulosilicat schmilzt zu einer milchweissen schwammigen halbverglasten Schlacke.

g) Talkbisilicat schmilzt etwas besser zu einem weissen äusserlich krystallinischen Email, ist jedoch weniger schmelzbar als das Kalkbisilicat.

h) Talktrisilicat verhält sich nicht ganz so schmelzbar wie g) aber zeigt sich doch krystallinisch.

i) Gemischte Kalk- und Talksilicate sind schmelzbarer als f) g) und h). Am besten schmelzt das Doppeltrisilicat beider zu einer opalisirenden Scklacke. Immer aber bleiben die Talksilicate allein strengflüssiger als ihre Verbindung mit Kalk- und Thonsilicaten.

k) Thonsilicate sintern im stärksten Feuer kaum hart werdend zusammen.

l) Thon- und Kalksilicate sind alle mehr oder weniger leicht schmelzbar, wie:

$\dot{C}a\ \ddot{S}i + 2\ddot{A}\ddot{S}$ giebt ein gut geflossenes Glas;

$\dot{C}a\ \ddot{S}i + 2\ddot{A}\ddot{S}$ giebt ebenfalls ein klares Glas;

$\dot{C}a\ \ddot{S}i_2 + \ddot{A}\ddot{S}_2$ giebt sehr gut geflossenes Glas, und

$\dot{C}a\ \ddot{S}i_2 + 2\ddot{A}s$ schmelzt etwas strenger, aber doch klar.

Es bestätigen sich durch dieses Verhalten die älteren durch meine Betriebsproben gesammelten Erfahrungen über die Leichtschmelzbarkeit dreifacher Erdengläser. Ausserdem giebt auch $\ddot{T}a\,\ddot{S}i + \ddot{A}\,\ddot{S}$ ein ganz gut geflossenes Glas.

m) Das Verhalten einiger Aluminate ist nach Sefström folgendes: Kalksinguloaluminat schmilzt zu einer blasigen Masse. Das Bialuminat des Kalkes giebt ebenfalls eine poröse Schlacke. Das Trialuminat des Kalks schmilzt zu einer dichten trüben Masse, kleine Antheile ungeschmolzener Beschickung enthaltend.

Sind nun auch die Aluminate des Kalkes nicht sonderlich schmelzbar, so leistet dennoch der Kalkstein bei der Verschmelzung thonhaltiger Erze darum sehr gute Dienste, weil sich in solchen auch Kieselerde zur Bildung der Doppelsilicate findet.

Winkler, in seiner o. a. Abhandlung über die Bildung der Schlacken, stellt, grösstentheils vermöge eigener Erfahrungen und Versuche, noch folgende hierher gehörige Grundsätze auf:

a) Nicht alle Schmelzarbeiten erfordern eine gleiche Stufe der Silicatbildung. Bei der Silberroharbeit beschicke man auf Bisilicate; bei der Bleiarbeit auf Singulosilicate. Die Roharbeit verlangt saigere Schlacke, d. i. Bisilicat; die Bleiarbeit frische, d. i. Singulosilicat.

b) Die Subsilicatschlacke ist die sogenannte heissgrädige der praktischen Hüttenleute. Sie fliesst hitzig und dünn, erstarrt aber schnell und behält leicht eingehüllte Theile des Auszubringenden eingeschlossen.

c) Je höher die Basen sich in der Schlacke siliciren können, desto reinlicher geht gewöhnlich die Arbeit im Ofen.

d) So mannigfaltig der Einfluss der Grade der Silicatbildung auf die Schmelzprocesse ist, eben so verschieden ist auch der von den Basen ausgehende.

e) Das Eisenoxydul spielt hier eine Hauptrolle. Seine Silicate geben eine vorzügliche Schlacke und halten viele der auszubringenden Metalle von Verschlackung ab. Die Bildung der Eisenfrischschlacken gehört hierher.

f) Das Eisenoxyd kennen wir als Schlackengrund-

lage noch wenig. Wenn es nicht zuvor an Kieselerde gebunden war, so reducirt es sich leicht. Man suche daher vorzüglich Eisenoxydul zur Verschlackung anzuwenden.

g) Das Manganoxydul scheint eine kräftig wirkende Base zu sein. Ueber dessen flussbefördernde Eigenschaft s. G. d. H. S. 345.

C. *Amalgamirproducte.*

(Zu §. 45.)

Sie entstehen bei Ausziehung des Goldes und Silbers aus Erzen und Hüttenproducten. Einige derselben sind zufällig kupferhaltig.

1. *Producte der Vorarbeiten zur Amalgamation.*

a) Rohe Erzschliche und Mühlenmehle, vorzüglich goldhaltige;

b) mit und ohne Zuschläge geröstete Erze und Hüttenproducte und Abfälle, als Mühlenmehl gerösteter Golderze, Mühlenmehl gerösteter Silbererze, Chlorsilber enthaltend, Siebgrobes, Siebfeines, Röstgröbe, Mühlenstaub, Röstflugstaub u. dgl. m.

c) Einsümpfungsproducte, als mit Kalk eingesümpftes geröstetes Kupfersteinmehl.

2. *Producte des Anquickens.*

a) Amalgamhaltiges Quecksilber, d. i. Quecksilber, in welchem Gold-, Silber- und Kupferamalgam fein zertheilt im Quickbrei adhärirend schwimmt.

b) Amalgame, durch das Auspressen aus 2. a) erhalten. Es sind feste Mercurete mit adhärirendem Quecksilber, wie Silbermercur mit 4—5 p. C. adhärirendem Quecksilber. Die festen Mercurete, wie Ag 35+Hg 65 sind als zertrümmerte Krystalle in ihnen enthalten.

c) Anquickrückstände mit Amalgamgehalten in geringer Menge.

d) Zerschlagenes Quecksilber, d. i. fein zertheiltes bei unvollkommener Amalgamation.

e) Abgelassene Rückstandslauge.

3. Producte des Verwaschens.

a) Merkurete, wie a und b, zum Theil reich an Kupferamalgam.

b) Entgoldete und entsilberte Rückstände.

c) Anquicklauge, schwefelsaures Natron und andere lösliche Salze bei der Silberamalgamation im Wasser gelöst; bei der Goldamalgamation grösstentheils nur Wasser.

4. Producte des Ausglühens.

a) Tellermetalle, Rohmetalle. Die nach dem Abdestilliren des Quecksilbers zurückbleibenden, mehr oder weniger reinen Anquickmetalle, als Quickgold, gemeines Tellersilber, Waschbottigmetall u. dgl. m.

b) Abdestillirtes Quecksilber, wobei zuweilen

c) zerschlagenes Quecksilber fällt.

5. Producte des Raffinirens.

a) Fein Gold und fein Silber.

b) Eingeschmolzenes Rohsilber.

c) Raffinatsilber, d. i. Kupfersilber 10—14 löthig.

d) Raffinatschlacke und Gekrätz verschiedener Art.

e) Flugstaub vom Raffiniren.

6. Producte der Amalgamirlauge.

a) Mehrere Sorten aus der Amalgamirlauge gewonnene Varietäten des schwefelsauren Natrons.

b) Mutterlaugen, dergleichen Salz, jedoch kochsalzhaltiger, gebend.

c) Düngsalz, durch Kalkzusatz aus Amalgamirlauge bereitet, und Gyps, Kochsalz, Mangan- und Eisenoxyd haltend.

D. Producte der Verflüchtigungsarbeiten.

1. Producte der Destillation und Sublimation.

a) Destillate und Sublimate, wie Quecksilber, Zink, Arsenik, Giftmehl, weisser, gelber und rother Arsenik.

b) **Rückstände oder Abbrände**, wie Schwefel-, Arsenik-, Zinkabbrände u. dgl. m.

2 Mechanisch durch die Luft fortgerissener Staub der Metalle und Metalloxydate.

a) **Metallische**, wie Gold- und Silberstaub.

b) **Oxydirte**, wie Bleirauch, Kupferrauch, Zinn- und Zinkrauch.

3. Mechanisch verflüchtigter Erzstaub.

a) **Röstflugstaub.**

b) **Schachtöfenflugstaub.**

c) **Reverberirschmelzöfenflugstaub.**

Diese Fluggestübe bestehen vorwaltend aus feinem Erzstaub.

E. Producte der Cementation.

a) **Cementstahl.**

b) **Cementgold.**

c) **Aducirtes Roheisen.**

d) **Cementmessing. Gebratenes Blauofeneisen.**

F. Siedewerksproducte.

(§. 46.)

a) **Laugefähige Erze und Hüttenproducte**, theils roh-, theils geröstet verwitterte, als Vitriol- und Alaunerze, Kupferstein.

b) **Natürliche Laugen und Soolen.**

c) **Abfallslaugen**, wie Amalgamirlauge.

d) **Geklärte Rohlaugen. Gradirte Laugen.**

e) **Versottene Gaarlaugen. Gutsoolen.**

f) **Mutterlaugen.**

g) **Waschlaugen.**

h) **Sedimentir- und Siedeschlämme.**

i) **Ausgebrachte Salzkrystalle.**

G. Producte der Metallscheidung auf nassem Wege.

a) **Granulirte** oder sonst zerkleinerte **Metallgemische.**

b) **Metallsalzauflösungen**, schwefel- und salpetersäure, so wie Chlorsalze.

c) Nach der Auflösung verbliebene oder **geschiedene Metalle**, wie Gold, Extractionssilber.

d) **Metallpräcipitate**, als gefälltes Silbermetall, Platinsalmiak, Chlorsilber, Jrid- und Palladsalmiak u. s. w.

e) **Geschiedene Feinmetalle**, durch Schmelzen oder Schweissen der von c) d) erhaltenen Rückstände oder Niederschläge ausgebracht.

f) Abfälle von Säuren, **Gekrätz** u. dgl. m.

VII. Die Brennmaterialien betreffende Fortschritte.

(Zu S. 42. §. 47 bis S. 78. §. 73 des G. d. H.)

A. Darren des Holzes.

(Zu §. 49.)

Verbesserte Vorschriften zum Darren der Hölzer finden sich in Karsten's Archiv I, Bd. 3, H. 1, S. 189; vorzüglich hat **Kirn** über diesen Gegenstand schätzbare Erfahrungen mitgetheilt, s. dessen Aufsatz in Erdm. Journ. I, Bd. 16, H. 3, S. 275, über die verschiedenen Methoden, das Holz zu darren, und über die Anwendung des gedarrten Holzes in Eisenhohöfen und Frischheerden.

B. Anwendung des rohen Holzes in Schachtöfen.

(Zu §. 50.)

In mehreren Ländern, vorzüglich in Russland, hat der Gebrauch des rohen Holzes anstatt der Holzkohle in Schachtöfen sich weiter verbreitet. Ich habe über diesen Gegenstand neuere Erfahrungen mitgetheilt in Erdm. Journ. I, Bd. 12, S. 337; Bd. 14, S. 416 und Bd. 17, S. 471, und es hat sich diese Anwendung grösstentheils vortheilhaft gezeigt. Sie wird nützlich, wenn die Schmelzöfen mitten in Wäldern liegen, oder wenn das Holz mit wenigen Kosten zu den Hüttenwerken geliefert werden kann; auch muss man dasselbe möglichst entwässert gebrauchen.

Auf dem Eisenwerke **Sumbula** in Russland liess zuerst v. **Fock** einen 33 Fuss hohen Eisenhohofen mit

vierseitigem gerade niedergehenden Schacht so betreiben. Man verschmolz daselbst Morasteisenstein mit gut getrocknetem Fichten- und Tannenholze in Scheiten von 2 Arschinen (1 Arsch. = 2,533 Leipz. Fuss) Länge. Das Holz musste so weit abgetrocknet werden, dass 3 Cubikarschinen, welche frisch 34 — 36 Pud (1 Pud = 40 Pfd.) wogen, bis auf 26 — 28 Pud Trockengewicht kamen. Jede Gicht wurden 3 C.Arsch. Holz und 8 — 10 Pud Eisenstein gesetzt, und in 24 Stunden gingen 20—30 Gichten nieder. Später konnte man auf dem Eisenwerke Petrozawodsk mit dem Erzsatze auf 12 Pud steigen. Auf die aus 3 C.Arsch. erzeugte Kohlenmenge wären nur 7 bis 8 Pud Eisenstein durchzusetzen gewesen, und es wurde mithin etwa der vierte Theil Kohlen erspart.

Auf dem grossen Kupferhüttenwerke bei Nischneitagilsk am Ural, wo man in 18 Schachtöfen Kupferarbeiten betreibt, ist ebenfalls das Schmelzen mit rohem Holze eingeführt worden. Die Oefen haben vierseitige Schächte, 1 Elle 12 Zoll tief und 1 Elle 3 Zoll breit, und sind 15 Fuss hoch. Die aufzugebenden Holzscheite sind 1 Elle 10 — 11 Zoll lang. Die gewöhnliche Beschickung zur Kupfersteinarbeit besteht aus 100 Pud gepochtem Kupfererz, 90 Pud Kupferschlich und 70 Pud Rohschlacke.

Früher setzte man auf die Gicht zu 2 — 5 Pud Beschickung 5,87 Cub.Arsch. weiche Holzkohlen und schmelzte gewöhnlich in 24 Stunden 300 Pud Beschickung mit 26 Cub.Arsch. durch. Seit der im Jahre 1832 eingeführten Schmelzung mit völlig lufttrocknem Holze setzt man auf 3840 Cub.Zoll Scheitholz 2 — 5 Pud Beschickung, und in 24 Stunden werden etwa 300 Pud Beschickung mit 44 Cub.Arsch. Holz durchgesetzt. Man verkohlt in dortiger Gegend gemengtes Fichten- und Kiefernholz und erhält aus 42,87 Cub.Arsch. 20,54 Cub.Arsch. oder 48 Maassprocent Kohlen.

18 Oefen erforderten früher jährlich 30295 Körbe = 177831 Cub.Arsch. Kohlen, jetzt aber nur 310493 Cub.Arsch. Holz. Es werden daher auf diesem Werke

jährlich gegen 60000 Cub. Arschinen Holz erspart.

Wenn ich in meiner Abhandlung über den Gebrauch roher Brennmaterialien in Schachtöfen, s. Erdm. J. I, Bd. 12, S. 342, im Jahre 1831 vorschlug, dass man das bis zur anfangenden Verkohlung entwässerte Holz in Schachtöfen anwenden solle, so finde ich nun in den Annales des minés. 1837, p. 527, dass die Herren Fort und Guillaume zu Haraucourt diesen Vorschlag ausgeführt haben. Es sind neben der Gicht eines Hohofens 8 aus gusseisernen Platten construirte Kästen zur Halbverkohlung angebracht, um welche die heisse Gichtenluft circulirt. Jeder Kasten fasst 0,70 C.Meter = ungefähr 2 C.Fuss. Rh. Das halb zu verkohlende Holz ist aus buchenem, eichenem, Hainbuchen- und Espenholz gemengt, und 100 desselben geben 47 Gewichts- und 60 Maassprocent Halbkohle (charbon roux, von unsern Köhlern fuchsige Kohle genannt) in 5 Stunden Zeit. Man setzt Gichten aus 217 Kil. Halbkohle, 43,5 Kil. gewöhnlicher Holzkohle und giebt Erzgichten zu 187 Kil. Erz u. 7½ Kil. Kalkstein auf. Das Erz wird zu 34 p. C. statt ehemals zu 30 p. C. ausgebracht, und man erspart auf 1000 Kil. Gusseisen 1¼ Klafter Kohlholz, d. i. ⅛ der früheren Consumtion. Neuerlich will man auch dergleichen Halbkohle in Frankreich absichtlich in Meilern bereiten, s. France industrielle, 1838, No. 21. Noch führe ich an, dass man zu Laufen auf Hrn. Neher's Eisenwerke mit Vortheil Holz, durch eine Fournirsäge in grosse Würfel geschnitten, in Verbindung mit Kohlen bei einem Eisenhohofen, mit heisser Gebläseluft betrieben, angewendet hat *). Man setzt auf die Gicht 13 Cub. Fuss Tannenholz, 5⅕ Cub. Fuss tannene und eben so viel buchene Kohlen nebst 195 Pfd. Erz, wovon 100 Pfd. Roheisen fallen; s. m. Nachricht deshalb in Erdm. Journ. II, Bd. 2, S. 337.

Auf dem Eisenwerke Rübeland am Harze hat man

*) Weniger gut gelang am Harze das Eisenfrischen mit rohen Tannenzapfen. Man sehe deshalb nach: Koch, in den Studien des Göttinger Vereins bergmännischer Freunde, Bd. 2, S. 93.

vergleichende Grossversuche über das Umschmelzen des Roheisens im Kupulaofen mit gemengtem rohen Holze und Kohle in Verbindung mit der Anwendung erhitzter Gebläseluft angestellt, welche mir aus einem Reisejournale des hiesigen Hrn. Oberhüttenamtsauditors Ihle bekannt wurden. Der Hauptausfall dieser Versuche war für das Schmelzen mit einem Zusatze von rohem Tannenholze günstig; denn es erforderten durchschnittlich 22 Ctr. Roheisen bei dem gewöhnlichen Schmelzen mit kalter Luft und Tannenkohlen allein 1367 Pfd. Kohle, und bei dem Schmelzen mit Kohlen und Holz 876 Pfd. Kohle, nämlich:

Vers. 1. Verschmolzen: 21 Ctr. Eisen mit 538 Pfd. Kohlen und 1521 Pfd. Holz, welche 338 Pfd. Kohlen entsprechen *), mithin überhaupt 876 Pfd. Kohlen.

— 2. Verschmolzen: 23 Ctr. Eisen mit 354 Pfd. Kohlen und 1620 Pfd. Holz = 710 Pfd. Kohlen.

— 3. Verschmolzen: 22 Ctr. mit 762 Pfd. Kohlen und 1269 Pfd. Holz = 1044 Pfd. Kohlen, mithin

giebt das Mittel von 3 Versuchen auf 22 Ctr. Roheisen 876 Pfd. Kohle und Holz zu Kohlen gerechnet. Es sind daher bei diesem Umschmelzen auf 22 Ctr. Roheisen 491 Pfd. oder auf 100 Ctr. Roheisen 2231,5 Pfd. Kohlen erspart worden. Das Eisen fiel dabei gut und zum Guss tauglich aus.

Aus allen vorstehenden Thatsachen ergiebt es sich, dass man das Holz auf verschiedene Weise roh, aber gut entwässert, in Schachtöfen gebrauchen kann, wenn nicht die Transportkosten die Verkohlungskosten überschreiten, und dass man ausser der vermehrten Hitzeerzeugung durch die flammenden Bestandtheile des Holzes auch auf die vermehrte desoxydirende Wirkung dieser Bestandtheile (Kohlenwasserstoff) zu rechnen hat.

*) Zu einem Pfd. Kohlen sind bei der Verkohlung zu Rübeland im Grossen 4,4 Pfd. Holz erforderlich.

C. Neuere Untersuchungen der Holzarten. Betreffende Schriften.
(Z. §. 48.)

a) Schübler und Neuffer, über den Wassergehalt verschiedener Pflanzen und namentlich der in Deutschland häufiger angewandten Holzarten u. s. w., in Erdm. Journ. I, Bd. 7, S. 35. In Hinsicht auf Verkohlung und Gebrauch der Hölzer sind besonders wichtig: Die Angaben des Wassergehaltes der Hölzer in verschiedenen Jahreszeiten. Im Frühlinge, wenn die Bäume in den Saft treten, enthalten sie durchschnittlich 8 p. C. Wasser mehr als im Winter; ferner: Genaue Bestimmungen des spec. Gewichts und Wassergehaltes der Holzarten im frischen und ausgetrockneten Zustande. Das schwerste der untersuchten Hölzer, die Traubeneiche, hat ein spec. Gew. von 1075,4 im frisch gefällten und von 707,5 im getrockneten Zustande; das leichteste, die Saalweide, wiegt frisch 715,5 und getrocknet 528,9.

Das frisch gefällte Holz der Hainbuche enthält nur 18,6, das der Schwarzpappel hingegen 51,8 Wasser.

b) Sprengel's Untersuchung der cultivirten Holzarten auf ihre feuerfesten Bestandtheile in Erdm. angef. Journ. Bd. 13, S. 382, und Erdm. Schweigger-Seidel's Journ. Bd. 1, S. 158.

c) Meyer's Mittheilung der Versuche, welche in der englischen Marine angestellt wurden, um das Nutzholz vor dem Verderben zu schützen; s. Erdm. Journ. I, Bd. 16, S. 3; enthält schätzbare Bemerkungen über den Werth der Hölzer, die Zeit des Schlagens, die Art der Aufstellung derselben u. s. w.

d) Karmarsch, Bestimmung des spec. Gewichts mehrerer Holzarten, im Jahrbuche des polytechnischen Instituts in Wien, 1834, Bd. 18, S. 120. Die Hölzer wurden völlig lufttrocken in genau parallelepipedischen Stücken von 10—24 Wien. C.-Zoll gewogen.

e) Berthier's Untersuchung einiger Brennmaterialien, aus Ann. de Chimie et de Phys. T. 50, mitgetheilt in Erdmann's J. II. Bd. 6, S. 202; enthält

unter andern eine neue Untersuchungsart der Brennmaterialien durch Schmelzung mit Bleiglätte. Je grösser die Menge Glätte ist, welche durch eine gegebene Menge Brennmaterial reducirt wird, um so besser ist letzteres. Mehrere Holzarten sind auf diese Weise durchgearbeitet.

f) Petersen und Schödler, über den absoluten Werth der gebräuchlichsten Holzarten als Brennmaterial, mitgetheilt durch Liebig in den Ann. de Pharmac. V. XVII. p. 139. Die Untersuchung der Holzarten erfolgte unter Liebig's Aufsicht durch Hülfe des Kupferoxydes, wodurch ihr abweichender Gehalt an Kohlen-, Wasser- und Sauerstoff bestimmt wurde.

Noch ist zu bemerken:

g) dass Berthier sich bei seiner Untersuchung der Brennmaterialien auch mit der des halbverkohlten Holzes beschäftigt hat. Man bereitet dasselbe in Frankreich zur Pulverfabrication in eisernen Cylindern unter dem Namen rothe Kohle. Sie ist chocoladenfarbig röthlich. Das Faulbaumholz verringert sich bei dieser Verkohlung um $\frac{1}{4}$ seines Volumens und um 0,62 seines Gewichtes. 1000 Theile dieser rothen Kohle geben Kohlenstoff 600, Kohlenwasserstoff 393 und Asche 7 Gewichtsth. Die Brennkraft des Kohlenwasserstoffs dieser Kohle = $\frac{1}{3}$ des in ihr enthaltenen Kohlenstoffs, welches $\frac{1}{3}$ mithin bei der Ganzverkohlung verloren geht; s. Erdm. Journ. II, Bd. 6, S. 223. Ferner:

h) dass Gay-Lussac und Thénard (s. Gilbert's Ann. Bd. 37, S. 401) das Holz als aus durchschnittlich 52 p.C. Kohlenstoff und 48 p.C. Wasser zusammengesetzt betrachten. Im Buchenholze fanden sie 51,45 C. und 48,55 Aq., im Eichenholze 52,53 C. und 47,47 Aq. Eine solche Berechnung der Elemente nach analytischen Arbeiten könnte indessen höchstens auf die eigentliche Holzfaser anwendbar sein. Die Mitberücksichtigung der Nebenbestandtheile würde andere Resultate liefern; denn so besteht z. B. das Harz der Hölzer aus 75,91 C., 13,33 O und 10,71 H; das Terpentinöl aus 88,60 C, 1140 H; der Gerbstoff derselben aus 51,40 C, 45,09 und 3,5 H. Es müssen daher wohl in den

Hölzern die gefundenen Atome, als in verschiedenen Verhältnissen zusammengetreten, betrachtet werden.

D. Holzkohle und Köhlerei betreffend.

(§§. 51—59 des G. d. H.)

a) Ueber die Verschiedenheit der Menge und Güte der bei verschiedenen Verkohlungstemperaturen auszubringenden Holzkohlen hat uns Karsten in seiner Eisenhüttenkunde Bd. 2, S. 200 zum Theil nach Chevreuse (s. Ann. d. Ch. et d. Ph. V. XXIX. p. 126) interessante Thatsachen mitgetheilt. Von 18 untersuchten gangbaren Holzarten wurden bei schneller heisserer Verkohlung nur 12,2 bis 15,91; bei langsamer gelinder Verkohlung hingegen 25 bis 27,72 Gewichtsprocent Kohle erhalten; wie denn auch die Erfahrung lehrt, dass zu rasch bereitete Kohlen in den Schachtöfen schneller verbrennen und einen geringeren Erzsatz tragen als langsamer bereitete. Diese Verschiedenheit hat wohl ihren Grund darin, dass bei höherer Temperatur eine grössere Menge Kohlenstoff in dem sich bildenden und entweichenden Wasserstoff aufgelösst und dabei die zurückbleibende Kohle zu locker wird.

b) Da sich bei der Bestimmung des Maasses der aus einer gegebenen Menge Holzes durch die Verkohlung im Grossen erhaltenen Kohlen sehr bedeutende Differenzen bisher gezeigt hatten, so schien es nöthig, genauere Versuche über die wahren Volumina, welche Holz in Klaftern aufgestellt und in Kohlenkörben vermessen geben, anzustellen. Diese wurden nun im Jahre 1830 unter des königlichen Oberhüttenamtes und meiner Aufsicht auf dem Halsbrückner Hüttenwerke unweit Freiberg angestellt und von mir in Erdm. Journ. I, Bd. 8, S. 137 mitgetheilt. Das durchschnittliche Resultat mehrerer sorgfältigen Vermessungen war folgendes:

c) Bei der sich fortdauernd bewährenden sächsischen Verkohlung in Grossmeilern von 28 bis 30000 C.Fuss Inhalt wurden durchschnittlich aus 100 Maass aufgeklaftertem Fichtenholze 90,89 Maassprocent Kohlen (mit Inbegriff der für sich vermessenen Kohlenlösche),

in Kohlenkörben vermessen erhalten*). Da nun nach den eben angeführten Versuchen an der Halsbrücke 100 C. F. in Körben vermessener Kohlen 52,092 leere Zwischenräume enthalten, so finden sich in 90,89 Körben 47,35 C.F. derselben, und an Kohlenmasse sind zu berechnen 90,89 — 47,35 = 43,54 Maassprocent. 100 Maass eingeklaftertes Holz enthalten aber nur 71,71 wahre Holzmasse. Aus dieser sind mit Inbegriff der leeren Räume 90,89 Kohlen und an wahrer Kohlenmasse 43,54 ausgebracht worden. Da nun

71,71 Holzmasse 43,54 Kohlenmasse lieferten, so erhielt man

$$100 \text{ c. l.} = \frac{43,54 \,.\, 100}{71,71} = 60,72,$$ und die wahre Holzmasse verhält sich zur wahren Kohlenmasse = 100 : 60,72 oder = 1 : 0,607.

Die gleichzeitig mit Würfeln von Fichtenholze von mir bei langsamer Feuerung sorgfältig angestellten Verkohlungsversuche (s. S. 143. des o. a. Journ.) gaben aus lufttrocknem Holze 33 p.C. und aus ofentrocknem 45 p.C. Kohle nach dem Gewichte und 57 p. C. nach dem Maasse an schöner gleichförmig dichter Kohle.

d) Ueber eine am Reinhardtswalde seit einigen Jahren abgeänderte Holzverkohlungsmethode in stehenden Meilern zu 4500 C.Fuss Grösse findet sich eine Mittheilung in Dingler's polyt. Journ. Bd. 67, H. 1, S. 37. Es wird auf einen kurzen, nur 1½ Fuss hohen Quandelpfahl eine 14 Fuss hohe und 1 Fuss im Durchmesser haltende Reisigwelle senkrecht aufgestellt und um diese Vorrichtung herum gerichtet. Die Fussrüstung kommt 1 Fuss über die Meilerstätte an den Meiler, und

*) Einer der grössten im Jahre 1830 verkohlten Meiler zu 52000 C.F. gab 44034,3 C.F. Kohlen und 2664 C.F. Kohlenlösche, mithin 89,21 Maassprocent Kohlen. Das Gewicht des Korbes frisch ausgestossener Kohlen betrug durchschnittlich à Korb (1 Korb = 14,1 C.F.) 70,9 Leipz. Pfd. Die eingesetzten 52,000 C.F. oder 117⅙ Schragen Holz wogen 643500 Pfd. und die ausgebrachten 275 Waagen oder 46698 C.F. Kohlen 234300 Pfd. Mithin betrug das Kohlenausbringen dieses Meilers dem Gewichte nach 36,4 p. C.

auf diese eine 3 bis 4 Zoll starke Laubdecke, sodann erfolgt die Bedeckung mit Tannenreisig. Das Laub wird durch Rüstbäume festgehalten. Unter die Fussrüstung kommt kein Laub. Zuletzt erhält der Meiler eine 4 bis 5 Zoll starke Erddecke, welche mit hölzernen Schaufeln fest angeschlagen wird. Das Ausbringen an groben guten Kohlen wird zu 62 Maassprocent angegeben, bleibt demnach sehr hinter dem sächsischen Ausbringen zurück.

e) Ueber eine neue Verkohlungsmethode bei Wasseralfingen sind mir folgende Data schriftlich mitgetheilt worden: Man verkohlt in liegenden Meilern von 5 Fuss Höhe. An der Vorderseite des Meilers ist unten am Boden ein Windofen zum Heizen mit kleinen Holzstücken angebracht, aus welchem die Hitze frei und unmittelbar in das Holz des Meilers tritt. Am hintern Ende des Meilers gehen unten zwei eiserne Abzugsröhren aus, welche den Meilerdampf in eine senkrecht stehende Esse leiten. Der Meiler selbst ist mit Bretern senkrecht eingefasst, hinter welchen Farrenkraut und Lösche die Decke bilden. Oben wird der Kopf des Meilers eben so abgedeckt. Das Holz in dem Meiler ruhet in 4 bis 5 liegenden Stössen auf Legscheiten und Brückenhölzern. Der Meilerheerd ist sandiger Lehm. Es werden 26 bis 28 Klaftern Holz eingesetzt und man feuert 2 Tage lang schwach, sodann 3 Tage lang stärker, nach welcher Zeit der Meiler zugebrannt ist. Das Füllen kommt nicht vor und die Decke hat keine Raumlöcher. Zu einer Verkohlung gehen $\frac{1}{2}$ bis $\frac{3}{4}$ Klafter Unterzündholz auf, und das Ausbringen an guter Kohle ist 83 Maassprocent. Als ich vor einigen Jahren vorstehende Mittheilung erhielt, waren bei Wasseralfingen 7 solcher Meiler im Betriebe.

Die Füllung der Zwischenräume eines aufzustellenden Meilers mit Kohlenlösche (s. Erdm. Journ. I, Bd. 4, S. 53) ist, obgleich sie gute Resultate gab, wegen Mangels an hinlänglicher Kohlenlösche auf den sächsischen Verkohlungsplätzen, nicht fortgesetzt worden.

f) Die §. 56 des Grundr. erwähnte Nebengewinnung des Holzessigs bei der Meilerverkohlung in Sachsen mittelst eingelegter hölzerner Röhren ist, da

man auf den Schmelzhütten die von solchen Meilern angelieferten Kohlen nicht immer von guter Beschaffenheit fand, wieder eingestellt worden.

Besser gelang eine solche Holzessiggewinnung, von welcher ich durch Hrn. O.-B.-Hauptmann v. Herder Kenntniss erhielt, am Harze bei Meilern von Buchenholz zu 3680 C.Fuss Grösse. Man stellte zwei solcher Meiler vergleichungsweise neben einander auf. Jeder Meiler erhielt 100 Fuss Umfang und 11 Fuss Höhe und fasste 797 Ctr. Holz. Beide wurden mit 4 Ctr. 66 Pfd. Buchenlaub gedeckt. Bei dem einen Meiler wendete man 31 Stück theils messingerner, theils eiserne Röhren an. Erstere waren 18 Zoll lang und von 1½ Zoll Durchmesser; letztere 3½ Fuss lang und 2 Zoll weit. Nachdem der Meiler angezündet und gedeckt war, steckte man zuerst 13 eiserne und 13 messingerne Röhren 39 Zoll über der Sohle bis auf das Holz durch die Meilerdecke und später noch 5 messingerne ein. So blieben sie die ersten 3 Verkohlungstage hindurch liegen. Darauf wurden sie 13 Zoll tiefer und zwei Tage später noch 13 Zoll tiefer eingesteckt, wobei der auströpfelnde Holzessig in untergesetzten Fässchen gesammelt wurde.

Nach Beendigung der Verkohlung gab der gewöhnliche Meiler 19 Gewichtsproc. und der, aus welchem man Holzessig gesammelt hatte, 20 p. C. Kohle, welche dem Maasse nach 52 und 54 p. C. gleich guter Kohlen betrugen. Der zweite Meiler gab 788 Pfd. Holzsäure, d. i. aus dem Malter Holz = 80 C. Fuss 17 Pfd. dieser Säure.

Die wahrscheinlich zufällige Differenz zwischen dem Kohlenausbringen beider Meiler sprach mithin eher zum Vortheil des mit Röhren versehenen Meilers. Das bessere Resultat dieser Sammlungsart des Holzessigs in Vergleich mit der sächsischen wurde meiner Meinung nach dadurch erlangt, dass man die kürzeren Metallröhren von geringerem Volumen nur bis auf das Holz des Meilers durch die Decke einlegte, wodurch der Gang der Verkohlung ungestört blieb. Bei dem sächsischen Verfahren mit längeren dickeren hölzernen Röhren, welche mehrere Fuss

in das Holz des Meilers reichten, trat mehr Störung der Verkohlung durch Luftzutritt ein.

g) Nach Dumas, s. dessen Handb. der angew. Chemie, übersetzt von Alex u. Engelhart, Bd. 1, S. 652, gewinnt De la Chebaussière in Frankreich mittelst eines nach Baillet's früherer Angabe verbesserten ofenartigen Meilers bedeutende Quantitäten Holzessig mit Vortheil. Ein solcher Meiler erhält statt der gewöhnlichen Bedeckung eine Umfassung durch einen aus Rasenstücken aufgeführten und unten mit Zuglöchern versehenen Schacht. Der mit Holz gefüllte Schacht wird oben mit einem tubulirten Deckel von Eisenblech geschlossen, und die Dämpfe des sich verkohlenden Holzes werden durch ein eisernes Abzugsrohr zur Seite in Verdichtungsapparate geleitet.

Acht solcher ofenartigen Meiler haben jährlich aus 5000 Stéres Eichenholz von 1,250000 Kilogr. Gewicht geliefert:

16000 Hectoliter Kohlen von 250000 K. Gew.
1000 Fässer Holzessig - 223500 - -

Man sehe das Weitere über diesen Process bei Dumas von S. 652—663, so wie die Abbildung des Apparates Taf. 14, Fig. 12—15 nach.

h) Die Verkohlungsöfen, durch welche man zugleich Holzessig und Holztheer gewinnt (s. §. 58 des Grundr.) betreffend, ist Folgendes nachzutragen:

1) Auf dem Grasbrook bei Hamburg ist ein Löbel'scher kastenförmiger gusseiserner Verkohlungsofen, welcher in 50—60 Stunden 1000 C.Fuss Holz verkohlt, 8—9 Oxhoft Holzessig und 1—2 Oxhoft Theer, 13,000—14,000 C.F. Gas und gegen 900 C. F. Kohlen liefert, angelegt worden. Das Gas wird mit zum Verkohlen gebraucht und zu diesem Behufe in die Heizcanäle des Ofens geleitet und verstärkt, entzündet, in den letzten 40 Stunden die Verkohlung bedeutend. Es ist nun zwar dieser Ofen um $\frac{1}{3}$ kleiner als der im Jahre 1818 auf den Freiberger Hütten durch Hrn. Löbel selbst erbaute (s. meine Supplemente zum Handb. der Hüttenk. Bd. 2, S. 47), soll aber fortdauernd gute Dienste leisten und

giebt ein etwas grösseres Ausbringen an Kohlen und Holzessig (s. Karsten's Archiv II, Bd. 1, S. 203).

2) Weniger günstig lauten die Nachrichten aus Schweden über den anfänglich so gerühmten Schwarzischen Verkohlungsofen (s. Schubart's Elemente der techn. Chem. Bd. 2, S. 34). Besonders klagt man über die geringe Haltbarkeit des Ofens und ein geringes Kohlenausbringen.

3) Unter die zweckmässigsten Holzverkohlungsöfen gehören wohl die durch Hrn. Dr. Reichenbach zu Blanskow in Mähren angelegten, in welchen grosse Holzmengen verkohlt und zugleich Holzessig zur Bleizuckerfabrication gewonnen werden.

Die neuesten Nachrichten über die Einrichtung und den Gang dieser Oefen sind mir im Jahre 1837 durch einen meiner vorzüglichsten Zöglinge für das Hüttenfach mitgetheilt worden. Ich gebe dieselben hier im Auszuge.

a) Man verkohlt auf Blanskow die weichen Hölzer, vorzüglich Tannenholz, mit Vortheil in Grossmeilern, wie in Sachsen, und nur die harten, meistens Buchenholz, in Oefen.

b) Die so zweckmässige Oefenverkohlung befindet sich nebst der Bleizuckerfabrik im Dorfe Ernstthal, eine Stunde von Blanskow, im Punkwathale.

c) Der Reisende fand daselbst 3 grosse Verkohlungsöfen, deren einer, noch im neuen Betrieb, ihm keine zuverlässigen Resultate einsehen liess.

d) Die gewöhnlich gangbaren Oefen gleichen einem einstockigen kleinen, durch ein rundes Dach bedeckten Hause. Es sind nämlich zunächst 4 Mauern von Bruchsteinen 3 Fuss stark aufgeführt. Sie umschliessen einen länglich-vierseitigen Raum und bilden das Rauhgemäuer. In diesem ist nun die Kernmauer 12 Zoll stark aufgemauert. Sie steht 12 Zoll vom Rauhgemäuer ab und der dadurch entstehende Zwischenraum ist mit Sand gefüllt. Das Rauhgemäuer, gegen 12 Ellen hoch, ist von aussen durch hölzerne Klammern und Riegel festgehalten, mit der Kernmauer aber durch eiserne Anker verbunden. Man klagte, dass diese Anker oft an-

gegriffen werden, und da, wo sie eingelegt sind, sich leicht losziehen*) Ein solcher Ofen erhält nun zuerst an seinen beiden schmalen Seiten 2 Fuss über dem Boden 2 einander gegenüberstehende Oeffnungen zum Einsetzen des Holzes und zum Ausziehen der Kohlen, jede 6 Fuss hoch und 3 Fuss breit. Sie sind inwendig durch eiserne Thüren, auswendig durch einen Breterverschlag während der Verkohlung zu schliessen. Der Raum zwischen beiden Verschlüssen wird mit Sand gefüllt. Ausser diesen Oeffnungen befinden sich noch die zwei Mündungen der Condensationscanäle in dem Ofengemäuer. Sie sind von länglich viereckiger Form, treten an zwei diagonal gegenüber liegenden Ecken durch die längeren Ofenseiten, die Gemäuer durchbrechend, in den Ofen. Die unterste Kante dieser Abzugsöffnungen liegt inwendig in der Ofensohle. Von da geht diese Mündung mit so viel Fallen durch die Gemäuer hindurch, dass vor dem Ofen die unterste Kante dieses Abzugscanales in der Sohle des Condensationscanales für den Holzessig, d. i. 3 Fuss unter der Ofensohle, abschneidet. Der Ofen wird nun oben mit über einandergreifenden gusseisernen Platten, welche durch schmiedeeiserne Schienen getragen werden, bedeckt. Diese Bedeckung wird mit Sand überstürzt. Die Heizung des Ofens hat das Wesentliche, dass das mitten in der Holzmasse frei werdende Feuer völlig gut absorbirt wird. Die zwei Heizcanäle von Gusseisen gleichen langen Hufeisen. Die eine der Heizröhren liegt etwa 1½ Fuss von der Kernmauer ab und 5 Fuss über der Sohle. Sie geht in horizontaler Richtung bis auf 1 Fuss Abstand zur entgegengesetzten kürzern Mauer, wendet sich nun rechtwinkelig und steigt 8 Fuss vertical aufwärts, dann wieder horizontal zurück und zeigt 8 F. über ihrer Heizöffnung den Austrittspunkt. Die zweite eben so eingelegte Heizröhre hat ihren Heizpunkt an der gegenüberliegenden Seite. Jede der völlig runden Röhren hat 2 Fuss im Durchmesser. Röhren von ovalen Durchmessern, welche

*) Ich würde rathen, sie mit einem Kitt aus gleichen Theilen Hammerschlag, Ziegelmehl, Roggenmehl und Blut zu bedecken und einzulegen.

man versuchte, leisteten nicht die erwarteten Dienste und waren schwerer zu giessen. Der Heizraum der Röhren wird durch eiserne mit flügelförmigen Klappen versehene Flügelthüren verschlossen. Im Ofen ruhen die Heizröhren auf gusseisernen Böcken. Die gemauerten Abzugscanäle für den Holzessig sind 3 F. tief und 4 F. breit und mit gusseisernen Platten, die durch fliessendes kaltes Wasser abgekühlt werden, luftdicht bedeckt. Sie gehen von den obengedachten Mündungen aus um den Ofen herum und vereinigen sich vor dem Ofen in einen Hauptcanal, welcher die Destillate in ein grösseres, unweit des Ofens ausgegrabenes und ausgemauertes Bassin leitet.

e) Während der ersten, gewöhnlich sechstägigen Feuerung kommen nur Dämpfe; dann tritt Gasentbindung ein. Die Gase treten am oberen Ende des Canales in einen 5 Fuss hohen blecheisernen Kasten, welcher durch einen mit einer runden Oeffnung versehenen Deckel verschlossen ist. Durch diese Oeffnung entweichen die Gase, welche jetzt unbenutzt entzündet werden. Sobald die Flamme erlischt, ist der Verkohlungsprocess beendigt, und man sperrt mittelst einer besonderen Vorrichtung in dem eisernen Kasten die äussere Luft ab. Diese Absperrung ist jedoch nicht immer völlig gelungen, und deshalb, so wie durch andere zufällige Veranlassungen, haben sich — und wie man sagt wiederum vor Kurzem — gefährliche Explosionen, durch welche der Ofen unbrauchbar wurde, ergeben.

f) Die 1837 gangbaren Oefen fassten der eine gegen 64, der andere gegen 84 Wiener Klafter Buchenholz. Das Kohlenausbringen des ersten wurde zu 44 Körben (à Korb 70 C.F.) und das des zweiten zu 64 Körben angegeben. Unterzündholz gehen bei einem Brande 4—6 Klaftern auf. Ueber den Ausfall an Holzessig und Theer bei jeder Verkohlung ist mir nichts angegeben worden.

4) Für diejenigen Hüttenleute, welche sich, wie z. B. auf Eisenwerken, mit Oefenverkohlung und Holzessigbereitung so wie mit dessen Gebrauch beschäftigen wollen, dient meine in Erdm. Journ. I, B. 5, S. 1 mitgetheilte

Anleitung zur zweckmässigsten Benutzung des Holzessigs etc.

5) Im Jahre 1836 wurden mir von neuem Untersuchungen über die Menge des Holzessigs, welche man aus einer gegebenen Menge der gangbarsten Hölzer möglicherweise gewinnen kann, aufgetragen. Die Hölzer wurden zu diesem Behufe während des Sommers 1836 auf dem Boden des Laboratoriums völlig lufttrocken gemacht. Im December desselben Jahres unternahm ich die Verkohlungsversuche mit 100 Pfd. Leipz. Gewicht von jeder Holzart in einer kastenförmigen Verkohlungsretorte, welche mit einem Kühlscheibenapparate in Verbindung stand. Die Verkohlung wurde bei sehr mässigem Feuer durchgeführt und die Kühlscheibe wurde stets durch Eis abgekühlt, und so gaben mir 100 Pfd. Holz bei dieser gelinden Verkohlung und bei der vollkommenen Abkühlung des Destillats:

Holzart gab.	Holzessig.	dessen Stärke *).	Theer.	Kohle.	Gasverlust.
Rothbuche	44 Pf. 14 L.	90 p.C.	9 Pf. 12 L.	25 Pf. 14 L.	20 Pf. 24 L.
Weissb.	44 - 1 -	83 —	10 - 28 -	25 - 4 -	19 - 31 -
Eiche	43 - 11 -	83 —	8 - 11 -	26 - — -	22 - 10 -
Fichte	41 - 25 -	48 —	13 - 19 -	22 - — -	22 - 20 -
Rothtanne	40 - 12 -	41 —	13 - 21 -	22 - 12 -	23 - 19 -
Kiefer	42 - — -	47 —	13 - — -	22 - 2 -	22 - 30 -

*) d. i. 100 des Essigs sättigten nach Procenten basisch kohlensaures Kali.

Aus diesen Versuchen ergiebt sich der bedeutende Verlust, welchen man bei der Vernachlässigung zweckmässiger Abkühlung der Dämpfe bei Verkohlungsöfen im Grossen erleidet. So z. B. gab der Löbel'sche Verkohlungsofen (s. Supplemente S. 63) nur 25 p.C. Holzessig mit Einschluss des zuerst übergegangenen Wassers, wo ich hingegen bei meinen Versuchen 41 p.C. desselben erhielt. Noch stärker blieb das Ausbringen an Theer zurück.

D. Steinkohlen und Coaks.

(Grundr. S. 59, §. 60 bis 5 71, §. 68.)

1) §. 61. Die Natur der Steinkohlen betreffend, habe ich einen Beitrag zur näheren Kenntniss der Natur backender Steinkohlen geliefert, in Erdm. J. II,

B. 7, H. 1, S. 1. Ich habe daselbst nachgewiesen, dass zwei untersuchte Arten backender Steinkohlen, No. 1 Pechkohle von Oberhohndorf bei Zwickau und No. 2 gemengte Pech- und Schieferkohle von Döhlen im Plauenschen Grunde, die erste 5, die zweite 4 p.C. eines natürlichen durch Schwefeläther und liquiden Kohlenschwefel ausziehbaren schwarzbraunen Harzes enthalten, welches die Ursache ihrer Fähigkeit im mässigen Verkohlungsfeuer zu sintern ist.

2) Wenn ich §. 62 bemerkte, dass der starke Gypsgehalt mancher Steinkohlen, so wie ein starker Erdengehalt derselben, die Anwendung der aus solchen Steinkohlen bereiteten Coaks zum Eisenschmelzen verhindere, so ist nun hier des neuen Verfahrens des Freiherrn v. Burgk zu Burgk, dergleichen Steinkohlen durch einen Aufbereitungsprocess zu reinigen, Erwähnung zu thun.

Er lässt dergleichen auf seinen Werken brechende, rüher zum Eisenumschmelzen untaugliche Steinkohlen durch ein Walz- und Siebwerk zu Grus zerkleinen. Dieser Grus wird sodann mittelst des von einer Dampfmachine abfallenden warmen Wassers verwaschen, wodurch Gyps extrahirt und erdige Fossilien ausgewaschen werden. Der so gereinigte Grus wird nun in Backöfen zu oa ks bereitet, welche sehr gut zum Umschmelzen des Eisens in Cupulöfen verwendet werden, und so liefert Hr. Bar. v. Burgk sehr schöne Eisengusswaaren von einer neu eingerichteten Giesserei.

Ueber die

3) Glanzkohle (Anthracit, s. §. 63) ist zu bemerken:

a) Dass man dieselbe, namentlich die reineren Varietäten derselben, mit mehr oder weniger gutem Erfolge zum Verschmelzen der Erze in Schachtöfen anzuwenden versucht hat. Nach dem Mechanic's Magazine No. 734 und 38, und Dingler's pol. Journ. Bd. 66, H. 4 soll Crane in England auf den Yinscedwine-Eisenwerken den Anthracit bei dem Gebrauche erhitzter Gebläseluft im Eisenhohofen mit Vortheil anwenden und dadurch ⅓ der Kosten in Vergleichung mit gewöhnlichem Steinkohlenschmelzen ersparen.

b) Im Jahre 1833 ist zu Vigille in Frankreich Anthracit mit Frfolg bei dem Eisenschmelzen, jedoch mit einigen Schwierigkeiten verbunden, gebraucht worden. S. Annales des Mines 1833, L. I, p. 71.

c) Zu Schmiedeberg in Sachsen wurde die Anwendung des zu Schmiedefeld brechenden Anthracits bei Hohofen- und Frischfeuer vergeblich mehrere Male versucht. Die Ursache ist wohl in der schlechten Beschaffenheit der Schmiedefelder Anthracite zu suchen. Man sehe deshalb meine neue Bearbeitung des Anthracits in Erdm. J. II, B. 4, S. 393 nach. Es gaben 5 Varietäten dieser Anthracite 14,5; 18,8; 28,5; 29,8 und 44,0 p. C. Asche, wenn hingegen 2 Varietäten aus Nordamerika nur 7,2 und 8 p.C. derselben bei dem Einäschern hinterliessen. Ausserdem zeigt uns diese Untersuchung der Anthracite, dass dieselben ein wirkliches Kohlenthonsilicat und Kohlenhydrat enthalten. Ich habe vorgeschlagen (s. S. 421 des a. J.), die Schönfelder Anthracite nach der Methode des Freih. v. Burgk aufzubereiten und sie sodann mit Zuschlag von Steinkohlentheer durch die Wärme zum Sintern zu bringen. Es geht nun aus Allem, was wir über die Natur des Anthracits und seiner Varietäten in Erfahrung gebracht haben, so viel hervor, dass man nur von gutem erdenärmeren unter Anwendung erhitzter Gebläseluft und starker Pressung des Windes Gebrauch machen kann.

4) In Betreff der Faserkohle (s. §. 63, 2) habe ich anzuführen, dass dieselbe da, wo sie in Pech- und Schieferkohlen häufig einbricht, deren Umänderung in gute Coaks (wie z. B. zu Radnitz in Böhmen) sehr verhindert. Ich hoffe, dass man ein solches Steinkohlengemenge ebenfalls wohl durch den Aufbereitungsprocess werde reinigen können, und rathe zu diesem Behufe a) das gröblich zerkleinte Gemenge zuerst einige Zeit durch Wasser aufzuweichen, wodurch sich die Faserkohle leicht voll Wasser saugt und ganz mürbe wird, darauf b) die so aufgeweichte Faserkohle auf irgend eine zweckmässige Art, vielleicht durch die Siebsetzwäsche,

auszuwaschen und c) die ausgewaschene Pech- und Schieferkohle in Backöfen zu vercoaken.

5) Zu §. 63 B. Braunkohlen betreffend, ist zu bemerken, dass neue Versuche mit Abschwälung des Lignits und Anwendung der erhaltenen Kohle zu Kleinfeuerarbeiten auf dem Braunkohlenwerke am Habichtswalde bei Cassel angestellt wurden. Der dortige Lignit gab dem Volumen nach 44 p.C. Kohle, welche mit Vortheil in den Bergschmieden konnte gebraucht werden. S. Studien des Göttingischen Vereins bergmännischer Freunde B. 2, 1828. Uebrigens hatte schon früher Hr. Bergrath Kühn dergleichen gelungene Versuche mit Lignit aus der Zittauer Gegend unternommen. Er liess denselben in kleinen Meilern zu etwa 200 C.F. Inhalt verkohlen und die Kohle zum Schmieden verwenden. Etwas Anderes ist es mit der gemeinen Braunkohle und der Moorkohle. Man konnte bis jetzt aus denselben nie eine gute dichte Kohle darstellen, sondern erhielt immer, da sie sich in der Wärme so leicht zerklüften, nur Kohlengrus. Hrn. Roscher's Mittheilung zufolge (s. Erdm. J. II, B. 2, S. 10) ist diese Verkohlung in einem neu construirten Ofen nach seiner Angabe gelungen. Seine Abhandlung führt die Ueberschrift: Beschreibung eines für die ununterbrochene Verkohlungsarbeit construirten, zunächst für die Verkohlung der Braunkohlen und des Torfes bestimmten und für erstere auch in Anwendung gebrachten Ofens u. s. w., nebst Abbildung auf Tab. I des Erdm. J. Man soll die Braunkohlen behutsam völlig lufttrocken machen und sie dann auf einer schrägen Fläche in einer Reihe von 20 gusseisernen Retorten, welche beweglich in einem Flammenofen liegen, allmählich der stärkeren Glühhitze des Feuerheerdes nähern. Ueber die Quantität der ausgebrachten Kohle und über den Kostenaufwand sind keine Data angegeben. Es steht zu erwarten, ob diese mühsame Verkohlungsart sich bewährt und wirklich in Ausübung gebracht werden kann. In Böhmen, wo die schönsten Braunkohlenarten in der Gegend von Teplitz, Aussig, Dux und

Serbitz in Menge brechen, hat man sich vergeblich bemüht, sie für die Eisenwerke zu verkohlen. Im Sommer 1838 verbreitete sich in Sachsen das Gerücht, es sei dieser Process bei einem Braunkohlenwerke unweit Altsattel gelungen. Ich begab mich daher vor Kurzem auf dieses Werk in der Nähe von Falkenau, fand aber daselbst nur eine zweckmässig angelegte Braunkohlenrusshütte. Man verbrennt daselbst in 6 Gewölböfen mit flachen Heerden, auf welche man nur so viel Luft zulässt, als zu einer unvollkommen rauchenden Verbrennung nöthig ist, Braunkohlenstücke von mittler Grösse und Kläre. Der dabei aufsteigende Russrauch wird in steinernen Condensatoren aufgefangen. Auf den Brennheerden bleibt ein Theil halbverbrannter Kohlen (Cinders) in kleinen Stücken, welche man an die Schmiede der Umgegend verkauft, zurück. Die Schmiede, welche ich in Eger und Franzensbrunn mit diesem Brennmateriale arbeiten sah, waren mit dessen Heizkraft völlig zufrieden. Ueber die Zubereitung des Steinkohlenrusses ist nachzusehen: Hollunder's Tagebuch einer metallurgischen Reise S. 316, die Steinkohlenrusshütte bei Stollberg betreffend.

6) In neueren Zeiten hat man auf mehreren Schmelzhütten rohe Steinkohlen mit gutem Erfolge bei dem Schmelzen in Schachtöfen angewendet. In Brewster's Edinburgh Journ. of Sciences, April 1832, so wie im Handwerker und Künstler, No. 120, März 1832, wird zuerst gemeldet, dass man auf den Clyde-Eisenwerken folgende Resultate bei vergleichendem Verschmelzen der Eisensteinbeschickung erhalten habe.

a) Mit kalter Gebläseluft sind verschmolzen:
65 Ctr. Eisenstein und 15 Ctr. Kalkstein mit 140 Ctr. Coaks;

b) mit erhitzter Gebläseluft:
65 Ctr. Eisenstein und 10 Ctr. Kalkstein mit 95 Ctr. Coaks;

c) mit erhitzter Gebläseluft:

65 Ctr. Eisenstein, 7,5 Ctr. Kalkstein mit 45 Ctr. rohen Steinkohlen.

Bei den Schmelzungen b) und c) sind für jede noch 5 Ctr. klarer Steinkohlen zum Erhitzen der Gebläseluft hinzuzurechnen.

Dessenungeachtet stellt sich daher der Schmelzprocess c) als der vortheilhafteste dar.

Schon früher hatte man zu Tarnowitz in Schlesien das Glätt- und Heerdfrischen mit roher Steinkohle eingeführt und verbrauchte, um 976 Ctr. Glätte zu reduciren, 61 schlesische Tonnen dieser Kohle. Seit einigen Jahren hat man auf demselben Hüttenwerke das Verschmelzen eines Theiles der Bleierze mit rohen Steinkohlen über Schachtöfen eingeführt. S. Menzel in Karsten's Archiv II, B. 8, H. 1, S. 103. Als die ersten Nachrichten über dieses Verfahren zu uns nach Freiberg gelangten, wurden auf den Königl. Muldner Schmelzhütten ebenfalls dergleichen Versuche mit Steinkohlen aus dem Plauenschen Grunde angestellt, gaben aber, da die gebrauchten Steinkohlen von der Art der backenden sind, kein anwendbares Resultat. Die Kohlen- und Beschickungsmasse sinterte, ehe sie die Form erreichte, zusammen und blieb stockend im Ofen stehen. S. Kalender für den sächs. Berg- u. Hüttenmann 1835, S. 158. Eben so wenig gelangen die auf der Königl. Antonshütte bei Schwarzenberg unternommenen Versuche, den Holzkohlengichten ⅓ roher böhmischer Braunkohlen zuzusetzen. Diese zerklüfteten sich und brachten Stockung des Ofenganges hervor. Besser gelangen daselbst Versuche mit roher nicht backender Steinkohle von Oberhohendorf; allein der hohe Preis derselben in Vergleich zu den Coaks liess wegen des theuern Transports die Anwendung derselben nicht zu. S. Kalender für den sächs. Berg- u. Hüttenmann, Jahrg. 1837, S. 55. Allem diesen zufolge können nur Schwarzkohlen, welche nicht backen, mit Vortheil zu den in Rede stehenden Schmelzprocessen in Schachtöfen gebraucht werden.

7) Zu §. 65 des Grundrisses, die Coakbereitungen betreffend, ist zu bemerken:

a) Dass man zu St. Etienne in Frankreich auf eine neue Art aus Steinkohlenklein Coaks bereitet, indem man den Meilern theils runde, theils lange, durch mehrere horizontal und senkrecht eingelegte Formpfähle, die man nach dem Festschlagen des Meilers, aus feuchtem Steinkohlenklein aufgeführt, auszieht, Luftcanäle verschafft und sodann wie gewöhnlich vercoakt. Man sehe deshalb nach: Bullet. des Sciences technologiques, Juin 1827, No. 8, so auch Dumas B. 1, S. 711 der Uebersetzung.

b) In England hat man die Coaksbereitung dadurch vervollkommnet, dass man dieselbe um einen in der Mitte des Meilers aufgeführten Zugschacht betreibt. Es wird nämlich ein conischer Ziegelschacht $3\frac{1}{2}$ Fuss hoch, unten 1 Fuss und oben 6 Zoll im Lichten weit, aufgemauert. Die Mauer des Schachtes hat 3 Reihen Zuglöcher. Die untere Reihe derselben besteht aus 6 Zoll hohen und 4 Zoll breiten, die obere Reihe aus 3 Zoll hohen und 2 Zoll breiten Luftcanälen. Die Steinkohlen werden mit ihren Klüften gegen den Ofenschacht gerichtet, in kreisförmigen Reihen 6 Fuss um den Schacht herum und in 3 bis 4 solchen Schichten aufgesetzt. Die Zwischenräume füllt man mit Steinkohlenkläre. Der ausgeglichene Meiler hat unten mit Inbegriff des Zugschachtes 15 Fuss und oben abgerundet 3 Fuss 6 Zoll im Durchmesser. Er wird 2 bis 3 Zoll dick mit feuchter Coakslösche abgedeckt und durch in den Schacht gebrachte brennende Steinkohlen entzündet. Nach 40 bis 48 Stunden ist der Meiler gaar, und nun wird der Schacht oben mit einem eisernen Deckel verschlossen. S. Nouvelle Méthode de carboniser la houille in den Annales des Arts et Manufact. Vol. XIV, p. 34.

8) Was die Benutzung der bei der Coakbereitung in Oefen fallenden brennbaren Producte betrifft, so habe ich deshalb folgende als neu mitzutheilen:

a) Die Benutzung der Gasflammen zum Beleuchten von Hüttenwerken, s. meine Beschreibung des Gasbeleuchtungsapparates im K. Amalgamirwerke bei Freiberg in Erdm. J. I, Bd. 4, H. 4, S. 123. Die-

ses Werk war das erste in Deutschland, welches Gasbeleuchtung unter meiner Leitung im Jahre 1816 erhielt, und seit 1827 beleuchten wir dasselbe mit allen seinen bewohnten Räumen, Arbeitsplätzen, so wie den Hofraum, durch 105 Gasflammen.

b) Das Steinkohlengas ist auf der Freiberger Halsbrückner Schmelzhütte mit gutem Erfolge und, eine rauchfreie Flamme gebend, im Kleinen zum Abtreiben des Werkbleies versucht worden. Ein Centner Werkblei erforderte bei diesem Abtreiben anfänglich 837 C.F.; später $\frac{1}{3}$ weniger Gas. S. meine Nachricht über diese Versuche in Erdm. J. I, B. 5, H. 2, S. 206. Bei einer Vorrichtung dieser Art im Grössern würde man weit weniger Gas bedürfen. Es würde aber, um ein solches Treiben im Grossen einzuführen, erforderlich sein, dass man die Steinkohlen auf unseren Hütten selbst vercoakte. Dieses geschieht aber bis jetzt, um Transport zu ersparen, auf den 5—6 Stunden entfernten Steinkohlenwerken im Plauenschen Grunde.

c) Das Steinkohlentheer, als ein vorzügliches Brennmaterial, ist zuerst (s. Gill's technological repository, Mai 1828) von Lowe in den Gaswerken von Brick-Lane zum Heizen der Gasretorten mit verwendet worden. Man lässt das Theer durch ein Rohr dünnströmend auf die Unterheizkohlen fliessen, wo es sogleich sich hellflammend entzündet und die Retorten recht gleichförmig erheizen hilft. (Ueber Healhorn's Methode, die Steinkohlen-Flammen stärker zu benutzen, s. weiter unten S. 49 dieser Schrift.)

d) Nach Rutter (s. Weber's Zeitschrift f. Gewerbtreibende, 1834, No. 31, S. 494) wird die heizende Kraft des Steinkohlentheers vermehrt, wenn man dasselbe zugleich mit Wasser in eine von Steinkohlen oder anderen Brennmaterialien unterhaltene Flamme in einem dünnen Strome auslaufen lässt. Zwei Behälter lassen Theer und Wasser durch Röhren ausfliessen, die sich vereinigen und Theer und Wasser gemeinschaftlich eintröpfeln lassen, und sollen 15 Pfd. Theer und 17 Pfd. Wasser auf 25 Pfd. Newcastle-Coaks so viel leisten als 120 Pfd.

rohe Newcastle-Steinkohlen. Es wird dieses begreiflich, wenn man erwägt, dass 15 Pfd. Theer 214 Pfd. rohe Newcastle-Kohlen zu ihrer Erzeugung, wie es meine Untersuchung dieser Kohlen, (s. Erdm. J. I, B. 1, S. 235,) nachweist, bedürfen. Es scheint übrigens auch, als wenn diese anfänglich sehr gerühmte Verbrennungsart des Theers sich nicht weiter verbreitete, und die vereinte Wirkung beider Liquida ist wohl in weiter nichts zu suchen als darin: dass Steinkohlentheer für sich gut brennt und Wasser, sich zerlegend, die Glühhitze in flammende umändert. Diese Bemerkung führt mich

9) zu der Frage, ob die empfohlene Einleitung der Wasserdämpfe in das Brennmaterial der Feuerheerde und der Schachtöfen von wirklichem Nutzen in Hinsicht auf Brennmaterialersparniss sein könne? Meinen auf der Königl. Muldner Hütte deshalb angestellten Versuchen zufolge besteht die Wirkung der Wasserdämpfe allein in einer Veränderung des Ortes im Ofen, in welchem die Hitze wirken soll. Lässt man Wasserdampf zwischen glühende Kohlen oder zwischen brennenden Anthracit treten, so entsteht, indem sich Wasser zerlegt, eine matte Flamme über diesen Brennmaterialien, und in dem Maasse, als sich Flamme bildet, vermindert sich die Gluth der Kohlen. Wird daher Wasserdampf — wie es Freitag (s. Erdm. J. I, B. 2, S. 398 und 509) versuchte — in einen Hohofen geleitet, so vermehrt sich die Hitze im oberen Theile des Schachtes und vermindert sich im Gestelle; könnte daher wohl zu einer Vorbereitung der Eisensteine durch eine Art Abröstung dienen. Ganz neuerlich will auch Breant in Frankreich wieder mit Vortheil die Wasserdämpfe bei dem Hohofengange angewendet haben. S. Bulletin de la Societé d'Encouragement etc., Août 1837. Als man im Jahre 1837 hier zu Freiberg auf den Obermuldner Schmelzhütten nebst der erhitzten Gebläseluft Wasserdampf in den Rohofen leitete, verschlechterte sich der Schmelzgang. Dieses konnte, wenn meine so eben gegebene Ansicht über die Wirkung des Wasserdampfes die richtige ist, nicht anders erfolgen; denn wenn die erhitzte Gebläseluft das

Feuer mehr in dem unteren Ofenraume concentrirt, so zieht der Wasserdampf die Hitze mehr in den Gichtenraum.

Gegen meine Ansicht will hingegen Fyfe in England durch Versuche im Kleinen gefunden haben, dass eine wirkliche Vermehrung der Wärme durch Anwendung des Wasserdampfes stattfinde, s. Nachrichten über diese Versuche in Dingler's pol. Journ. Bd. 66, H. 2, S. 143. Diesem allen zufolge bleibt der fragliche Gegenstand noch weiteren Untersuchungen überlassen.

10) Neuere Untersuchungen verschiedener Steinkohlenarten finden sich:

a) von Brandes im Archiv des Apothekervereins, 27. Bd., S. 1. Sie geben die Bestandtheile von einigen Sorten Steinkohlen und Coaks aus dem Osnabrückischen und Bückeburgischen an. Er bestimmte ihre Gehalte vorzüglich durch Verpuffung mit Salpeter und durch analytische Behandlung des verpufften Rückstandes, so wie den Bitumengehalt durch Ausziehung mittelst des Aethers. Dass er den gesammten durch die Verpuffung entstandenen Gewichtsverlust für Kohlenstoff rechnet, ist, wenigstens bei der rohen Steinkohle, unrichtig, und nur daher konnte er als Bestandtheile der besten Steinkohle von Borgloh angeben: Kohlenstoff 97,86, Schwefelkies 1,00, Kieselerde 0,64, Bitumen 0,50 und Spuren von Thonerde und Eisenoxyd, und für die geringere: Kohlenstoff 88,40, Schwefelkies 5,53, Kieselerde 4,87, Thonerde und Eisenoxyd 1,40 und Bitumen 0,40.

b) Berthier, in seiner oben angeführten Abhandlung über einige Brennmaterialien, theilte folgende Resultate seiner Untersuchungen von 6 englischen Varietäten der Schwarzkohlen mit:

Bestandtheile in 100.	No. 1. Steinkohle v. Dowles.	No. 2, von Pyne.	No. 3, von Clyde.	No. 4, von Gipton.	N. 5, von Derbyshire.	No. 6, ebendaher.
Kohle	79,5	67,5	60,5	55,0	57,0	51,5
Asche	3,0	2,5	4,5	3,0	3,0	3,0
Flüchtige Stoffe	17,5	30,0	35,0	42,0	40,0	45,0.

Der geringe Erdengehalt spricht für die ausgezeichnete Güte dieser Steinkohlen. Am ärmsten an Kohlenwasserstoff erscheint No. 1 und am reichsten an diesen flüchtigen Stoffen No. 6.

c) Ganz neuerlich hat Regnault einige 30 Arten von Steinkohlen aus verschiedenen Ländern untersucht. Diese interessante, hier keines Auszugs fähige Arbeit lese man nach in den Annalès des Mines, troisiéme série, livraison de 1837, p. 161.

d) Schliesslich über die Steinkohlen theile ich hier noch das Resultat einer von mir im Jahre 1837 unternommenen calorimetrischen Prüfung einer guten Schieferkohle von Döhlen im Plauenschen Grunde mit. Sie wurde besonders, um den Brennwerth der durch die Vercoakung dieser Steinkohle erhaltenen Producte genau zu bestimmen, unternommen.

1 Pfd. Leipz. Gewicht dieser Kohle gab 3,5 C. F. L. brennbare Gase, aus ölbildendem und gemeinem Wasserstoffgase, Kohlenoxydgase, Wasserstoffgase und Stickgase so wie aus kohlensaurem Gase zusammengesetzt. Nachdem das letztere durch Waschen mit Kalkmilch absorbirt war, brachten diese Gasmenge bei ihrem Verbrennen 9,88 Pfd. Eis zum Schmelzen. Bei der Destillation wurden erhalten: 2,5 Loth Theer, durch dessen Verbrennung 4,7 Pfd. Eis geschmolzen wurden. Ferner erhielt ich 22,2 Loth Coaks mit 17 Loth 2 Qtch. Kohlenstoffgehalt, welche durch das Verbrennen 36,2 Pfd. Eis zum Schmelzen brachten.

Demnach ist das Verhältniss des Brennwerthes dieser Producte:

1.	Hitze, welche die Coaks gaben,	36,2
2.	— — — Gase —	9,88
3.	— — das Theer gab,	4,7

oder: es verhält sich die Hitze, welche die flammenden Producte liefern, zu der, welche die Coaks geben,

wie 13,95 zu 36,2.

Bei gewöhnlicher Vercoakung in Meilern geht mithin ein reichliches Dritttheil der Flammenstoffe dieser Kohlenart verloren.

E. Torfarten betreffende neuere Erfahrungen.

Die Torfarten betreffende neue Erfahrungen sind folgende:

a) Auf dem Eisenwerke zu Königsbrunn an der Alb im Würtembergischen hat man Torf mit Vortheil zum Umschmelzen des Roheisens in Flammenöfen gebraucht *). Der dortige Torf ist guter Brauntorf mit wenig Aschengehalt. 130 St. Torfziegel wiegen lufttrocken 1 Ctr. Er wird vor dem Gebrauche in einem grossen Ofen mit gusseisernen Platten am Boden zuerst völlig ausgetrocknet. Der Ofen fasst gegen 12000 Torfziegel und wird mit Kohlenklein und Torfabfall geheizt. Der Torf verliert dabei $\frac{7}{16}$ am Gewicht und muss bald verbraucht werden, weil er sonst wieder Feuchtigkeit anzieht.

Der Rost des Flammenofens ist 3 Fuss breit und 6 Fuss lang. Das Verhältniss des Rostes zum Fuchse ist wie 7 : 1. Die Schmelzheerdsohle ist 3 Fuss lang; an der Brücke 3 Fuss breit und gegen das Ende bei der Abstichöffnung etwas zusammengezogen. Das Gewölbe ist bei der Brücke 11 Zoll, hinten 8 Zoll von der Sohle entfernt. Die Esse ist 66 Fuss hoch.

In 5 Stunden verschmelzt man in diesem Ofen 40 Ctr. Gusseisen. Der Ctr. erfordert 176 St. Torf, und der Eisenverlust beträgt 5,9 p.C. Torf muss ununterbrochen durch 2 über dem Roste befindliche Schürlöcher nachgelegt werden. Man sehe über diesen Process nach Annales des Mines, sec. série, Vol. X, p. 289 und die Uebersetzung in Dingler's J. B. 65, H. 6.

aa) Auf den Freiberger Schmelzhütten sind die in den ersten Wochen dieses Jahres (1839) angestellten Versuche, mit Torf das Werkblei abzutreiben, sehr gut und ökonomisch vortheilhaft ausgefallen. Es wurde

*) Bekanntlich hatte schon früher Alex auf dem Lauchhammer bei Mückenberg mit gutem Torfe Roheisen umgeschmolzen und durch das Puddeln verfrischt. 8 Tage lang bei 40° getrockneter Torf leistete dem Gewicht = 2,5 Torf so viel als 1 Gewicht Steinkohle. S. unter andern Dumas Handb. B. 4, S. 675 der Uebersetzung.

dabei Helbigsdorfer schwarzbrauner Moortorf, und zwar vor der Hand ungepresst, angewendet.

b) Sehr wichtig ist die seit einigen Jahren angefangene Pressung leichter Torfarten, um sie dichter zu machen, für das Hüttenwesen. Die ersten mir darüber zu Gesichte gekommenen Nachrichten sind die von d'Eresby im Dingler's J. B. 67, H. 1, S. 34. Der frisch gestochene Torf wird in Stücken in einen Kasten gepresst und dadurch in kurzer Zeit hart, dicht und beinahe trocken. Er kann dann in Stücke von beliebiger Form geschnitten werden. 8 Gewichtstheile eines schottischen Hochlandtorfes verloren durch das Pressen $2\frac{1}{2}$ Gew. Th. Wasser und hinterliessen $5\frac{1}{2}$ G. Th. Torfmasse, deren Volumen um die Hälfte vermindert war. Ein solcher Torf trocknete dann schnell völlig aus und konnte sowohl in Eisenhohöfen als auch zum Kalkbrennen und zur Heizung der Dampfkessel verwendet werden. Wenn ich nun schon seit langer Zeit nachgewiesen habe, dass zwei Ursachen der Anwendbarkeit vieler Sorten des rohen Torfes oder der aus ihm bereiteten Kohle, nämlich ein zu grosser Erdengehalt und eine zu geringe Dichtigkeit, entgegenstehen, so erscheint es höchst wichtig, dem zweiten Uebelstande auf die vorgenannte Weise abgeholfen zu sehen.

Kleine von mir im Sommer 1838 mit sächsischen Torfarten angestellte Versuche kann man ersehen: in den Mittheilungen des Industrievereins für das Königreich Sachsen, 3te Liefr. 1838 S. 89. Frisch gestochener Rasentorf nahm $\frac{3}{5}$ seines Volumens und 27,3 p.C. seines Gewichtes ab und gab nun eine sehr gute dichte, sicher zum Eisenerzverschmelzen brauchbare Kohle. Noch dichter wurde die gepresste Streichtorfmasse, welche zwar, da sie an und für sich dichter ist, weniger am Volumen, aber 35 p.C. am Wassergewichte abnahm.

c) Neuere Untersuchungen mehrerer Torfarten wurden unternommen von Wellner, s. Erdm. J. f. B. 14, S. 408. Sie betreffen verschiedene Torfe in der Nähe von Schwemmsal im Herzogthume Sachsen von einem Lager zwischen den Dörfern Crina und Schwerz,

so wie von einigen anderen Lagern der Umgebung. Neun untersuchte Sorten variirten, wie es bei den Torfarten gewöhnlich ist, sehr. Die beste Sorte gab völlig getrocknet **94,701** brennbare Stoffe und nur **5,298** Asche; die geringste Sorte hingegen **62,903** Gewichtsverlust durch's Verbrennen und **37,096** Asche. Als neu ist das Auffinden von Kali in diesen Torfsorten anzuführen, indem die Lauge derselben ohne Zusatz Kalialaun gab; auch führt Hr. Factor Wellner an, dass die Mutterlauge der Vitriolsiederei zu Muschwig, wo man aus schwefelkiesreichem Torf Vitriol bereitet, schon gebildeten Kalialaun enthalte. Eine äussere Beschreibung der untersuchten Torfarten vermisst man; es ist jedoch die Rede von eingemengten Holz- und Wurzeltheilen, und diese möchten wohl das Kali zur Alaunbildung hergeben. In einer der Torfsorten von Schwerz fand Wellner auch ein im Alkohol lösliches Harz. Sie wird durch Austrocknung sehr fest und nimmt stellenweise schwache Politur an, verbrennt mit langem Flammenstreif und mit Harzgeruch. Auch Regnault hat seiner oben angeführten Arbeit über Steinkohlen die Untersuchung einiger französischen Torfarten beigefügt. Sie ist mehr auf die Elemente des Torfes als auf dessen technische Benutzung durchgeführt. Neu ist bei dieser Arbeit die bestimmte Nachweisung eines Azotgehaltes im Torfe; so fand sich z. B. ein Torf von Vulcaire bei Abbeville, in **100** Gewichtstheilen gemischt aus:

Wasserstoff	5,63
Kohlenstoff	57,03
Sauerstoff	29,67
Stickstoff	2,09
Asche	5,58
	100,00

oder nach Abzug der Asche enthielt die eigentliche Torfmasse: H **5,96**, C **60,40**, O **31,43** und A **2,21** in **100**. Dieser Azotgehalt erklärt uns denn auch die Bildung des essigsauren Ammoniaks, welche ich (s. S. **72** d. Grundrisses der Hüttenkunde) bei der Torfdestillation öfters wahrgenommen habe.

VIII. Nachträge, die Hüttenprocesse betreffend.

(§. 74, S. 78 bis §. 171, S. 186 d. Gr. d. H.)

1) §. 77. Die Anwendung des Feuers.

Verloren gehende Hitze, welche entweder den Hüttenfeuern entweicht, oder bei Verkohlungen in Meilern durch Nichtbenutzung der Flammenstoffe sich ergiebt, hat man in neueren Zeiten bei steigendem Preise immer mehr zu benutzen gesucht.

Ich werde im Folgenden alle mir bekannt gewordene und von mir selbst ausgeführte, theils schon länger bekannte, theils neuere Benutzungen verloren gehenden Feuers in der Kürze aufführen.

a) Benutzung der Hitze in Röstflammenöfen. Ich zeigte die Möglichkeit der Coaksbereitung über dem Röstflammenofen, s. Handbuch der Hüttenkunde, 1. Bd., 2. Aufl., S. 285.

b) Eben so die Benutzung der Holzverkohlungsflamme zum Erzrösten, s. ebendas. S. 284.

c) Auch das Versieden von Laugen durch brennende Steinkohlengasflamme durch das bei der Coaksbereitung entweichende Gas, s. ebendas. S. 287.

d) Auf dem Gottesbelohnunger Amalgamirwerke im Mannsfeldischen benutzt man die durch Verbrennung des Reisigs in dem Röstflammenofen entstehende lange Flamme, um noch einen zweiten über dem ersten befindlichen Röstofen zu heizen; auch kann man die aufsteigende Wärme der Flammenröstöfen noch zur Heizung von Trockenstuben und anderen Räumen benutzen.

e) Healhorn lehrt den bei der Coaksbereitung in Backöfen entweichenden Flammenstoff zu entzünden und in einem nebenstehenden Schachtofen zum Kalkbrennen zu benutzen, s. meine Mittheilung darüber in Erdm. J. I, B. 9, S. 443 nebst Abbildung Taf. II, Fig. 2.

f) Die Benutzung des Steinkohlengases zum Abtreiben des Werkbleies ist bereits oben S. 42 erwähnt worden.

g) Eben so hat man, wie schon bei Verkohlungsöfen bemerkt wurde, das Verkohlungsgas zurück unter Verkohlungsapparate geleitet und entzündet, zum Verkohlen selbst mit benutzt, s. Hollunder's Tagebuch einer metall. techn. Reise, Nürnberg, S. 13, S. 19, S. 108.

h) Auf gemeinschaftlichen Schwefel- und Vitriolwerken kann, wenn die Schwefeltreibeöfen und Vitriolöfen keine Esse, sondern im Gewölbe Registerlöcher haben (s. m. Supplemente zum Handbuch der Hüttenkunde B. 2, 262, Tab. VIII) eine Vitriolsiedepfanne über dem Destillirofen angebracht werden.

i) Die mehrmalige Benutzung der Hitze gut flammender Steinkohlen zur Luppenfrischerei mit Flammenfeuer schlagen Moisson-Deroches und Dumas in den Annales de l'industrie T. V, No. 8, p. 197 und 210 vor. Man soll drei Flammenöfen hintereinander etwas aufsteigend anlegen, in dem hintern den Eisenstein rösten, in dem mittlern desoxydiren und in dem vordern nahe am Feuerheerde das Eisen schmelzen und puddeln.

k) Die Gichtenflamme der Eisenhohöfen wird verschiedentlich, als zum Heizen der Zimmer für Arbeiter, zum Kalk- und Ziegelbrennen, zur Erhitzung der Gebläseluft, zur Halbverkohlung des Holzes (s. oben S. 23) benutzt. Man sehe deshalb nach Hartmann in Erdm. J. I, B. 8, H. 1, S. 10. Diese Benutzung wird noch erfolgreicher sein, wenn Hohöfen mit rohen Brennmaterialien betrieben werden.

l) Wie die aufsteigende Hitze der Frischfeuer bei der Heerdfrischerei auf mancherlei Weise durch ein über diesem Feuer anzulegendes Gewölbe benutzt werden kann, hat Alex (s. Erdm. J. I, B. 7. H. 2, S. 137) zuerst nachgewiesen. Jetzt trifft man schon mehrere Eisenwerke, auf welchen das Anglühen der auszuschmiedenden Kolben und Anlaufstangen in einem solchen Glühegewölbe erfolgt. Auf dem Eisenwerke Lauffen in der Schweiz wurde der Anfang mit dieser Feuerersparung gemacht. Zu Neuberg wird Roheisen durch

diese Hitze weiss gemacht, d. i. (s. weiter unten) zum Frischen vorbereitet.

m) Dass man auf den Mannsfeldischen Kupferschmelzhütten die glühenden Schlacken von der Rohkupferarbeit, die sich leicht in Ballen zusammenwickeln lassen, zu manchen häuslichen Feuern benutzt, ist eine längst bekannte Thatsache. Warum führt man eine solche oder ähnliche Benutzung nicht auf anderen Hütten, namentlich auf Eisenwerken ein? Die Schlacken sind schlechte Wärmeleiter, halten daher die Hitze lange und könnten auch zum Heizen mancher Siedevorrichtungen benutzt werden.

n) Etwas Aehnliches erfolgt bereits mit der glühenden durch den Rost fallenden Braunkohlenkläre auf manchen Salinen, wie zu Dürrenberg in den sogenannten Aschkothen, wo man jährlich etwa 30000 Ctr. Salz auf diese Weise durch ehedem verloren gegangenes Feuer fabricirt. (S. Wille's technische Betrachtungen über deutsche Salinen in Erdm. J. I, B. 2, S. 211.)

o) Die den Siedepfannen entströmende, so wie die unter deren Rosten sich anhäufende Wärme dient mehreren Siedewerken zum Trocknen der Salze, so wie zur Erwärmung der Laugen in Beipfannen. Sehr belehrende Versuche über die unter den Siedepfannen entweichende 74 bis 80° R. warme Luft findet man in Wille's obengenannter Abhandlung S. 265.

p) Die bei der Bereitung des Leuchtgases aufsteigende Hitze ist verschiedentlich, wie z. B. in der Fabrik von Kühne und Ackermann in Chemnitz, benutzt worden. In dieser Fabrik befindet sich über den Gasretorten ein Dampfkessel, aus welchem man in Röhren Wasserdämpfe zur Heizung der Säle ableitet.

q) Auf Blaufarben- und Glashüttenwerken bieten sich mehrere Gelegenheiten der Benutzung der den Glasöfen entströmenden Hitze, als für Kühlöfen, Holzdarröfen, Calcinir- und Frittöfen, so wie zum Versieden der Aschlauge auf Pottasche u. dgl. m. dar. Sehr belehrende Mittheilungen über die Benutzung dieser Hitze

zum Holzdarren hat uns Kirn in Karsten's Archiv II, Bd. 3, H. 1, S. 189, so wie in Erdm. J. I, B. 16, S. 275 bis 306 geliefert.

Aus vorstehenden Datis ergiebt sich die Wichtigkeit der Feuerersparungslehre, und es wird nun jeder Hüttenmann an seinem Platze dergleichen ihm zu Gebote stehende Hülfsmittel zur Benutzung verloren gehender Hitze weiter anzuwenden bemüht sein.

2) *Die Röstprocesse betreffend.*

(§. 88, S. 64 u. s. f.)

a) In neueren Zeiten verbreitet sich, namentlich zum Rösten der Eisensteine, immer mehr der Gebrauch der nach Art der Rumfordischen Kalkbrennöfen eingerichteten mit Flamme zu betreibenden Röstschachtöfen. Man kann aus solchen den durchgerösteten Eisenstein früher oder später, je nachdem es seine Natur erfordert, ausziehen und dieselben so wohl mit gut flammendem Torf als mit Holz feuern. Meiner Meinung nach sind diese Art der Röstöfen die vorzüglichsten zum Durchglühen der Eisensteine sowohl, als auch zum oxydirenden und desoxydirenden Rösten und ist ihr Gebrauch mit Brennmaterialersparniss verbunden. Will man oxydirend in ihnen rösten, so lasse man durch Luftcanäle Atmosphärgas in den Schacht einsteigen. Bei beabsichtigter Desoxydation vermenge man das Erz mit etwas klarer Kohle oder Coaks.

Karsten giebt in seiner Eisenhüttenkunde, 2. Theil, 2. Aufl., §. 453, eine kurze Beschreibung eines solchen 3schürigen Ofens nebst Abbildungen auf Taf. I, Fig. 3 und 4. In Schweden wurden durch af Uhr und Tamm ähnliche Röstöfen hergestellt. Wenn man früher bei dem Rösten in Röststätten auf 1 Schiffspfund gerösteten Eisenstein 4½ C.F. Holz bedurfte, so gehen in dem neuen Röstofen nur 2 C.F. desselben auf, und bei der Röstung von 1000 Schiffspfunden rohen Erzes erspart man 103 Thlr. In 24 Stunden kann man reichlich 300

Ctr. Eisenstein mit 144 C.F. Holz durchrösten. (S. Erdm. J. I, B. 8, H. 3, S. 306, nebst Abbildung des Ofens auf dem Eisenwerke Logdö.) Auf der rothen Hütte am Harze wendet man neuerlich dergleichen Röstschachtöfen von 16 Fuss Höhe und 9 Fuss Schachtweite mit 6 Schürlöchern an. Die Feuerung wird mit Wellholz, zuweilen auch mit Tannenzapfen, die man auf das Wellholz legt, betrieben. Täglich wird zweimal durch die Schürlöcher ausgezogen, und vor jedem Ziehen wird die Feuerung eine Stunde lang unterbrochen.

b) Eine bedeutende Menge von Brennmaterial wird bei dem Gebrauche der schon oben unter VIII d) erwähnten Doppelröstöfen auf dem Gottesbelohnunger Kupfersteinamalgamirwerke erspart. Man wendet dieselben bei dem Verrösten des gemahlenen Kupfersteins an. Ein solcher Flammenröstofen besteht aus zwei über einander liegenden gewölbten Röstheerden. Nachdem die Flamme des untern Ofens über den Röstheerd weggezogen ist, steigt sie durch einen Fuchs in den obern, und dann erst tritt die verdünnte Luft in die Esse ein. Durch einen in der Feuerbrücke angebrachten schmalen Luftcanal tritt ausser der durch den Rost einströmenden noch frische atmosphärische Luft auf den Röstheerd.*) Es wird nun auf dem obern Heerde das Kupfersteinmehl erhitzt und zum Entzünden gebracht und sodann auf dem untern völlig abgeschwefelt. Zu letzterem Behufe lässt man die vorgeröstete Post von 3 Ctr. durch eine Oeffnung im Gewölbe des untern Heerdes, welche während des Röstens mit einem eisernen Deckel verschlossen war, nieder. Kurz zuvor hatte man die gut geröstete Post des untern Heerdes ausgezogen. Eine jede der Röstungen dauert 2½ Stunden gleichzeitig. Man röstet mithin jetzt 3 Ctr. Kupfersteinmehl in 2½ Stunden auf beiden Heerden, statt ehemals in 5 Stunden auf

*) Die Röstöfen zu Urany-Idka haben ähnliche Luftzuführungscanäle, wodurch man die Röstposten mittelst der eingeleiteten Luft stark zu oxydiren beabsichtigt. S. Wehrle in Baumgartner's Zeitschrift für Physik, B. 9, S. 393, nebst einer Abbildung dieses Röstofens.

einem Heerde ab. Der Aufwand an Rösterlohn ist zwar auf 100 Ctr. Kupferstein berechnet etwas grösser — nämlich bei dem einfachen Ofen 6 Thlr. 11 Sgr. und bei dem doppelten 7 Thlr. 27 Sgr. — aber dessenungeachtet erspart man durch den geringen Brennmaterialaufwand 5 Thlr. 6 Gr. und an Zeit das Doppelte. Diese Röstungsart ist mithin bei dem Gebrauche jedes gutflammenden Brennmaterials, als Reisig, ofentrocknem Holze und harzreichen Steinkohlen, vortheilhaft anzuwenden; bei kurzflammendem hingegen nicht zulässig. So bei uns in Freiberg bei kurzflammenden Steinkohlen, bei deren Gebrauch wir nicht einmal die Trockenheerde neben den v. Born'schen Röstöfen anwendbar fanden. Auf jeden Fall sind dergleichen Doppelöfen den von mir (S. 87 des Grundrisses der Hüttenkunde) versuchten vorzuziehen. Ich hatte nämlich einen gewöhnlichen Flammenheerd mit gusseisernen Platten abdecken lassen und liess auf diesen erglüheten Platten anrösten und auf dem untern Heerde abrösten.

c) In England hat man in neueren Zeiten Röstflammenöfen, in welchen man das Umrühren der Erze durch Arbeiter während der Röstung zu ersparen sucht, hergestellt, und zwar dadurch, dass man ihnen entweder einen beweglichen Heerd oder eine bewegliche Haube gab. Röstöfen der erstern Art hat Brunton auf einigen Kupferhütten in Südwales erbauen und mit gutem Erfolge anwenden lassen. Ein solcher Ofen ist rund und dessen Heerd besteht aus Gusseisen. Er wird mittelst eines an dessen unterer Seite an einer stehenden Welle befestigten Kammrades durch Getriebe langsam um seine Axe gedreht. Vermöge einer Mittheilung Hartmann's aus dem Records of Minery Part. I. in Erdm. J. I, B. 8, S. 9 fällt das Erz durch einen Trichter des Gewölbes allmählich auf die obere convexe mit vier Absätzen versehene Seite des Heerdes, wird daselbst mittelst einer Vorrichtung (welche? ist nicht angegeben; wahrscheinlich durch eiserne in der Haube befestigte, bis auf den Heerd niedergehende Stäbe) ausgebreitet und von dem untern Absatze gut

geröstet abgestrichen. Bei einem Versuche auf den Freiberger Hütten, der aber noch weiter fortgesetzt werden soll, nahm man die concave Seite des gegossenen mit Sand und Lehm ausgeschlagenen Heerdes nach oben. Stehende in der Haube befestigte Rührstäbe dienten bei der Umdrehung des Heerdes zum Umrühren und die geröstete Post wurde im Ganzen ausgezogen.

Durch den im Jahre 1832 hier in Freiberg studirenden Engländer Hrn. Mornay wurde mir die Einrichtung eines Röstofens mit beweglicher Haube, welche auf einigen Bleihütten Englands ausgeführt sei, folgendermassen angegeben: Der Röstheerd sei eben und zirkelrund mit einer auf einer stehenden beweglichen Axe von Eisenblech mit Thon ausgeschlagenen, eisenblechernen Haube versehen. An der untern Seite dieser mit der Axe beweglichen Haube seien eiserne Stangen, unten mit kleinen pflugschaarähnlichen Rührschaufeln angebracht, welche nun bei der langsamen Umdrehung der Haube nebst ihren Rührstäben das Erz rühren und wenden. Diese Röstvorrichtung, von welcher ich in öffentlichen Schriften weiter keine Nachrichten gefunden habe, liesse sich wohl einfacher darstellen, wenn man in der Mitte eines runden wie gewöhnlich flach überwölbten Röstheerdes ein starkes gusseisernes Rohr, ungefähr zur halben Höhe des Heerdes reichend, einsetzte und durch dieses eine eiserne, mit einem Rührrechen versehene bewegliche stehende Axe zum Rühren durch das nöthige Getriebe über dem Gewölbe angebracht, niedergehen liesse.

d) Die chemischen Vorgänge bei den Röstprocessen betreffend (s. §. 79) habe ich als neue Erfahrungen anzuführen:

1) Fournet's Beobachtungen bei dem Rösten der Bleiglanze (s. Annal. d. Mines., 1833, T. II, p. 3 etc.) bestätigen die schon durch Piwis angegebene Erscheinung bei dem nach Kärnthner Art erfolgenden Scheidung des Bleies aus Bleiglanzen durch Röstsaigern, dass Bleisulphurid durch die Luft bei höheren Hitzgraden in seiner chemischen Constitution ungeändert wird. Es

wird ein Antheil des Schwefelbleies in Oxyd und in schwefelsaures Blei verwandelt. Werden diese Oxydate dann mit Bleiglanz innig gemengt und erhitzt, so bilden sich plötzlich schwefligsaures Gas, welches entweicht, und metallisches Blei, welches abgesaigert werden kann, und so erklärt sich das Ausbringen des Bleies in Flammenöfen durch die chemische Einwirkung des Schwefelbleies auf das schwefelsaure Oxyd, oder auch auf das Bleioxyd selbst.

2) Sehr interessant und zum Theil überraschend war dem Gold- und Silberhüttenmanne die Mittheilung des K. russischen Bergwerkschefs von Tscheffkin, dass Gold und Silber bei den Röstungsprocessen in einer weit grösseren Menge, als man bis dahin annahm, verflüchtigt werde. S. dessen Abhandlung: Ueber den Gold- und Silberverlust bei Röstarbeiten, a. d. Russischen übersetzt, Weimar 1836. Es heisst daselbst unter andern S. 10 und 11: Versuche gaben das Resultat: dass je vollkommener die Abröstung (der Silber- und Golderze und Producte) geschieht, desto mehr steigt der Verlust, besonders an Gold, welches bei zwei Versuchen sogar gänzlich verloren ging. Die Versuche wurden mit silber- und goldhaltigen Rohsteinen theils mit zerstückten in Roststätten, theils mit gepochten in Flammenöfen angestellt, und es ergab sich bei 7 solcher Grossversuche: a) Silberverlust $2\frac{1}{4}$, 3, $11\frac{1}{2}$, $11\frac{1}{2}$, 23, 25 und 28 p.C.; b) Goldverlust 32, 42, 43, 43, 62, ja sogar 100 und wiederholt 100 p.C. Das Fluggestübe der Kammern enthielt zwar etwas Silber, aber kein Gold. Ausser diesen Grossversuchen wurden noch mehrere durch v. Warwinsky im Kleinen unternommene Versuche, bei welchen man Goldpulver mit silberhaltigem Kies, mit Eisenspath und Schwefel in mancherlei Verhältnissen mengte, durchgeführt, wobei sich ebenfalls (s. S. 15) Verluste von 16 bis 29 p.C. sollen eingefunden haben. Bei der Wichtigkeit des Gegenstandes, welchen man so bestimmt ausgesprochen nicht zu bezweifeln wagt, stimme ich ganz für den S. 16 der in Rede stehenden Schrift aus-

gesprochenen Wunsch: „dass derselbe durch mehrere an verschiedenen Orten etc. anzustellende Versuche näher ergründet werden möchte, um dadurch genau auszumitteln, ob der Verlust wirklich so stark ist, wie es die in Russland ausgeführten Versuche beweisen. Ehe dergleichen neue Versuche vorgenommen und deren Resultate mitgetheilt werden, mögen hier einige hierher gehörige Erfahrungen, auf den sächsischen Hüttenwerken gesammelt und zum Theil durch Hrn. Oberschiedsguardein Winkler aus oberhüttenamtlichen Acten gezogen, ihren Platz finden.

1) Der Silberverlust bei dem Rösten einer Erzbeschickung von 1369 Ctr. in Flammenöfen betrug nach genauen Proben 0,57 p.C. Diese Post wurde allerdings sehr behutsam geröstet, und bei starker Röstung hat er sich zuweilen grösser gezeigt.

2) Bei dem Rösten von 600 Ctr. Rohstein à 4 Loth Silbergehalt in Röststätten fand ein Verlust von 0,89 p.C. Silber statt.

3) Bei einem durch Winkler bereits im Jahre 1826 auf oberhüttenamtliche Anordnung höchst sorgfältig mit 12 Ctr. 6¼löthiger Freiberger Amalgamirbeschickung durchgeführten Versuche ergab sich bei dem Rösten ein Verlust von 2,3 p.C. Ich habe mehrfach nachgewiesen, dass derselbe grösstentheils in verflüchtigtem Chorsilber besteht.

4) Auf der neuen Antonshütte bei Schwarzenberg wurden 4 Versuche zur Ermittelung des in Rede stehenden Silberverlustes angestellt. Die erste bleiische Silbererzbeschickung zum Rösten wog 334 Ctr. und hielt 170 M., 8 Loth, 3 Q. Silber; die zweite von 129¾ Ctr. hielt 169 M., 5 Loth; die dritte von 240½ Ctr. hielt 170 M., 7 Loth, 3 Q. und die vierte von 182¼ Ctr. enthielt 172 M., 5 Loth, 3 Q. Silber. Diese allerdings silberreichen Beschickungen gaben Röstverlust: No. 1, 1,97 p.C.; No. 2, 7,60; No. 3, 4,03 und No. 4, 3,19 p.C. an Silber, mithin im Durchschnitt 4,19 p.C. Silber. Dergleichen verschiedene Verluste hängen unstreitig von den doch nicht immer gleich zu haltenden

Röstgraden, vorzüglich aber auch von der Beschaffenheit der Erze ab. So enthielt hier die Post No. 2, welche den grössten Verlust an Silber erlitt, kein Blei; die übrigen Posten waren mit Bleiglanz beschickt.

5) Ueber den Silberverlust beim Rösten der sehr zinkreichen Silbererze auf der Sala-Silberhütte in Westmannland theilt Winkler (s. dessen Nachrichten über die Schmelzprocesse in Sala in Erdm. J. I, B. 1, S. 467) folgende Data mit:

a) Die Schliche gaben einen Verlust von 10 p.C.

b) Die Stufferze — — — — 4 —

c) Durchschnittlich wurde der Röstverlust zu 7 p.C. angenommen, und um ihn zu umgehen, führte man die Niederschlagsarbeit ein. Bei der Angabe dieser Verluste muss jedoch bemerkt werden, dass die Röstöfen ohne Flugstaubkammern waren, und daher das in solchen noch wieder zu sammelnde Silber nicht mit in Rechnung kam.

6) Endlich theile ich hier noch die Resultate einiger durch Winkler auf meine Veranlassung ganz kürzlich unternommenen Versuche über den Röstverlust goldhaltiger Gemenge mit: Ich übergab demselben 3 Sorten künstlich bereiteter Golderze, nämlich No. 1 aus Chlor durch schwefelsaures Eisenoxydul gefälltes Gold in Quarzmehl; No. 2, desgleichen in silberfreien Eisenkies und No. 3 in reinen Arsenikkies. Roh mit Probirblei und etwas Borax vorsichtig mit Blei bedeckt, angesotten und abgetrieben, gab die Probe im Probircentner aus No. 1: 145,75 Loth Gold; aus No. 2: 146,00 Loth und aus No. 3: 152,25 Loth. Es wurden nun dieselben 3 Erzsorten $\frac{5}{4}$ Stunden lang bei steigender Hitze unter der Muffel abgeröstet, und zwar No. 1 ohne allen Zuschlag; No. 2 und 3 aber mit einem kleinen Zuschlage von Kohlenstaub. So geschah die Abröstung völlig bis zum Aufhören jeder Spur von Rauch. Die Probirung der gerösteten Erze gab nun in No. 1: 140,50 Loth; in No. 2: 141,00 Loth u. in No. 3: 145,75 Loth Gold; mithin hatte No. 1: 3,60; No. 2: 3,42

und No. 3, 4,27 p.C. Goldverlust durch die Röstung erlitten.

7) Die Röststätten mit Bedachung (zu §. 86 des Grundrisses) betreffend, so ist man auf den Freiberger Hütten sie abzuwerfen genöthigt worden. Die Arbeiter litten bei dem Auflaufen und Wenden der Leche zu sehr durch die Dämpfe, und man hatte Ursache, ihren Klagen Gehör zu geben. Die Producte wurden unvollkommen abgeröstet. Wo die Röststätten mehr auf freien Höhen, und nicht wie bei uns im engen Thale liegen, kann die Bedachung denselben eher zulässig und bei schlechter Witterung von Nutzen sein. Wir ersparten hier durch die Abdachung ein ganzes Röstfeuer bei dem Rösten des Rohsteines. S. Kalender f. d. sächs. Berg- und Hüttenmann, 1832, S. 139.

3) *Schmelzprocesse.*

(§. 92—144 des Grundr. d. H.)

a) Fortschritte in Hinsicht auf Gebläsemaschinen.

(S. §. 103. S. 93—190.)

Unter allen hüttenmännischen Erfindungen der neuern Zeit hat wohl keine in einem höhern Grade die Aufmerksamkeit der Schmelzverständigen erregt, als Nelson's zuerst versuchte und zur Ausführung gebrachte Erhitzung der Gebläseluft. Es ist kaum ein Jahrzehend seit dieser Erfindung verflossen, und schon finden wir selten ein bedeutendes Schmelzhüttenwerk in Europa, in welchem nicht dieser Gegenstand bearbeitet und häufig mit dem besten Erfolge angewendet worden sei. Da sich hierher gehörige öffentliche Mittheilungen bereits in mehreren technischen Journalen und besonderen Werken vorfinden, so bedarf es hier nur einer gedrängten Anzeige der Hauptdata, diese neue Erfindung betreffend, nebst der Angabe einiger hier in Freiberg in den letzteren Jahren über dieselbe gesammelten Erfahrungen.

Das Wesentliche des Schmelzens mit erhitzter Gebläseluft besteht darin, dass man die comprimirte Gebläseluft vor ihrem Eintritte in die Form in ein

System von gusseisernen Leitungsgefässen treibt und sie in demselben durch irgend eine zweckmässige Feuerung erhitzt. Gewöhnlich lässt man die Luft durch mehrere Reihen neben- und übereinander liegender Röhren gehen. Besser aber wirken die von mir angegebenen und durch Hrn. Maschinendirector Brendel ausgeführten Scheibenapparate, auch wohl Kästenapparate genannt. Ueber deren Einrichtung s. Winkler's Beschreibung der Freiberg. Schmelzhüttenprocesse, Freiberg 1837, S. 34. Sie haben zwar bei dem Gebrauche solcher Brennmaterialien, welche viel Flugasche geben, das Unbequeme öfterer Reinigung durch Abkehren zu bedürfen; indessen fiele auch dieses weg, wenn man die Heizscheiben, anstatt sie horizontal zu legen, auf die hohe Kante stellte. Unstreitig bieten sie der zu erhitzenden Luft mehr Oberfläche als Röhrenleitungen dar. Die Heizung selbst erfolgt nun, je nachdem es die Ofenverhältnisse gestatten, entweder durch besondere Luftheizheerde, oder man benutzt meinen zuerst in Erdm. Journ. B. 9, S. 328 gegebenen Rath, die verloren gehende Hitze der Eisenhohöfengicht zu dieser Heizung anzuwenden. Es wird dieses mit um so besserem Erfolge geschehen, wenn man das Verschmelzen der Erze mit rohen Brennmaterialien, die eine lange Gichtenflamme geben, unternimmt. Der Grad der Hitze, welchen man der Gebläseluft giebt, muss nach der Art der Brennmaterialien, ob sie dichter oder lockerer sind, und nach den Graden der Hitze, welchen die auszubringenden Substanzen, ohne zu verbrennen, ertragen können, geregelt werden. Vorzüglich ist der Entzündungspunct der verschiedenen Kohlenarten zum Anhalten zu nehmen. Wird die Luft unter dem Puncte, in welchem eine Kohlenart vor dem Glühen in ihr Feuer fängt, erhitzt und angewendet, so geht der Nutzen ihrer Erhitzung verloren. Vermöge einiger von mir angestellten Versuche fangen leichte, völlig trockene Torf- und Holzkohlen Feuer in einer bis zu 140—150° R. erhitzten Luft; harte Holzkohlen, leichte schwammichte Coaks und schwere Torfkohle bei

180—200° R. und schwere Coaks bei 240—250° R. Anthracit fing in dieser Hitze noch kein Feuer, sondern zuerst bei 270—290° R.

Meine gleich bei dem Auftreten dieses neuen Feuerungsprocesses gegebene Erklärung desselben wurde immer allgemeiner angenommen und ist kürzlich folgende: Kalte Luft verbrennt die Kohle nur unten im Ofen zum Theil völlig bis zur Kohlensäure, und ein andrer Theil der Kohle wird im höhern Ofenraume nur bis zu Kohlenoxyd verbrannt. Bis zum Entzündungspunct der Kohle erhitzte Luft oxydirt sogleich den ihr im untern Ofenraume dargebotenen Antheil Kohlenstoff völlig bis zur Kohlensäure. Der elektro-chemische Process der Feuerbildung concentrirt sich im letztern Falle mehr in der Formgegend der Schachtöfen. Bei dem Gebrauche kalter Luft findet zwar noch eine fortgesetzte Feuerbildung bis gegen die Gicht statt; überhaupt aber giebt eine gegebene Menge Kohle, da nur ein Theil derselben völlig oxydirt wird, eine geringere Menge Hitze als bei völliger schneller Oxydation. Mit dieser Erklärung stimmen auch die von Pfort und Buff angestellten Versuche (s. Poggendorff's Ann. d. Ph. und Ch. Bd. 34, S. 173) recht gut überein.

Die Resultate des chemisch-elektrischen Vorganges bei Anwendung heisser Gebläseluft für die Praxis sind daher:

a) Entstehung eines grösseren Hitzgrades im Schmelzraume und Kühlerhaltung des Röstraumes in Schachtöfen, welches für manche Beschickungen sehr vortheilhaft ist;

b) Bedeutende Brennmaterialersparniss;

c) Ersparung an Flussmitteln durch erhöhte Temperatur, ohne deswegen mehr Brennmittel verwenden zu dürfen, und oft

d) reineres Ausbringen und schnellere Förderung.

Dass die mit mehr Wärmestoff schon angeschwängerte erhitzte Gebläseluft etwas zur Vermehrung der Hitze im Ofen beitragen muss, ist einleuchtend. Dieser

Zuwachs erfolgt aber nur auf Kosten des im Heizapparate verbrannten Brennmittels. Wenn übrigens die Luft nicht bis zum Entzündungspuncte der Kohle erhitzt wird, so bleibt der früher z. B. im Grundriss der Hüttenkunde oft ausgesprochene Grundsatz: das eine kalte comprimirte Luft mehr als eine laue verdünnte zur Feuerregung wirke, immer richtig. Als Beleg diene hier Mangerin's Bemerkung den Kupferschmelzprocess zu Chessy in Frankreich betreffend (s. Annales des Mines 1835, V. II, p. 293). Man gebraucht auf diesem Hüttenwerke im Sommer zum Verschmelzen einer gegebenen Menge Beschickung = 90 Coaks; im Winter nur 65; auch müssen im Sommer mehr Schlacken zugeschlagen werden.

Die Vortheile, welche sich bis jetzt für das Eisenhüttenwesen durch die Anwendung erhitzter Gebläseluft ergeben haben, sind: 1) Für den Hohofenbetrieb: a) die Schlacke fällt flüssiger, reiner verglast und lichter von Farbe aus, ist daher arm an Eisenoxydul und ohne eingemengtes Eisen; b) die Formen leuchten gut, nasen wenig und frischen selten; c) der Ofenbetrieb hält sich regelmässiger und man kann leicht durch Verstärkung oder Verminderung der Hitze ohne Abänderung der Kohlen- und Erzsätze den Roh- und Gaargang reguliren; d) wenn bei strengen Beschickungen das Kippen der Gichten eintritt oder sich Versetzungen im Ofen zeigen, so hilft oft eine blosse Erhöhung der Hitze der Gebläseluft bis 300° und darüber diesem Uebel ab; e) die Zahl der Gichten nimmt zwar gewöhnlich ab; weil aber ein erhöheter Erzsatz gegeben werden kann und eine reinere Ausschmelzung erfolgt, so ist dennoch das Roheisenausbringen grösser; f) auf das Roheisen selbst hat die erhitzte Gebläseluft einen in der Regel mehr vortheilhaften als nachtheiligen Einfluss. Es hält sich heisser und flüssiger, lässt sich daher gut formen, erstarrt mit glatten Flächen ohne viel Graphitausscheidung. Zur Erzeugung des zum Verfrischen bestimmten Roheisens scheint es besser, die Temperatur etwas

mässiger zu erhalten. Die Haltbarbeit der Gusswaaren wird ebenfalls eher erhöht als vermindert; g) bei sehr zinkreichen Beschickungen ist der Gichtenschwamm geneigter, sich in der Mitte des Schachtes abzusetzen, und man ist dann genöthigt, mit der Anwendung heisser und kalter Luft zu wechseln; h) Bei heisser Gebläseluft kann man mit dem Erzsatz schneller als gewöhnlich steigen; i) das Gestell und die Rast leiden zwar bei heisser Luft wie gewöhnlich, aber weniger der Kernschacht; k) auf einigen Werken verlangt der Hohofenprocess weniger heisse als ehemals kalte Luft. Zu Clyde z. B. versorgt ein früher für 3 Hohöfen angewendetes Gebläse jetzt 4 Oefen; l) heisse Gebläseluft erlaubt vorzüglich die Anwendung roher nicht backender Steinkohlen und sicher auch des guten Anthracits; m) endlich hat die Einführung dieser Schmelzmethode immer verminderten Aufwand an Brennmaterial u. Flussmitteln zur Folge. An Brennmaterialersparniss kann man durchschnittlich $\frac{1}{3}$; an ersparten Flüssen 12 p.C. und für vermehrtes Ausbringen 25 p.C. rechnen. 2) Für den Betrieb der Cupulöfen erscheint der Gebrauch der erhitzten Gebläseluft äusserst vortheilhaft; denn a) der Gang des Ofens ist viel leichter, und mit der Hälfte Kalkzuschlag als früher erhält man doch eine leichtflüssige Schlacke; b) es trägt der Kohlensatz die Hälfte und zuweilen noch mehr Roheisen als gewöhnlich; c) das Gusseisen fällt mehrentheils fein körnig grau aus und füllt die feinsten Formen aus; d) man kann bei Holzkohlenschmelzen niedrige 5 Fuss hohe Schächte ohne Nachtheil anwenden, und so beträgt e) die Brennmaterialersparung oft 35—40 p.C., wobei der Eisenabgang sich um 4—5 p.C. vermindert. Als Beispiel des geringern Kohlenverbrauchs diene hier ein Auszug aus den Betriebsrechnungen von Wasseralfingen des Jahres 18$\frac{3}{3}\frac{6}{7}$. Früher gebrauchte man zum Umschmelzen von 1 Ctr. Roheisen 6,4 C.F. gemengte buchene und tannene Kohlen. Im Jahre 18$\frac{3}{3}\frac{6}{7}$ wurden 180 Umschmelzungen

zusammen 10434 Ctr. gemacht, und dabei 2008 Zuber Kohlen (1 Zuber = 20 C.F.) verbraucht, mithin kommt auf den Ctr. Roheisen bei erhitzter Gebläseluft nur 4,07 C.F. Der Eisenverbrand betrug auf den 110pfündigen Ctr. Roheisen 5,43 Pfd. 3) Bei der Heerdfrischerei ist die Anwendung erhitzter Gebläseluft auch nicht ohne manche Vortheile geblieben. Man hat a) bei sehr aufmerksamen Verfahren hie und da gegen 25 p.C. Kohle erspart und 6 — 7 p.C. Eisen mehr ausgebracht; b) bei diesem Heissfrischen fällt viel Rohschlacke und wenig Gaarschlacke, mithin findet weniger Eisenverbrand statt; c) der bei dem Frischen mit kalter Luft zuvor bestehende Feuerbau kann zwar bei der Einführung des Heissfrischens beibehalten werden; jedoch muss man die Form etwas erweitern und den Wind bei einer weit in's Feuer ragenden Form flach führen; d) man kann wohl $\frac{1}{3}$ mehr Eisen als gewöhnlich anlaufen lassen; e) die Frischplatten des Heerdes und die kupferne Form halten wenigstens eben so lange als beim Frischen mit kalter Luft; f) das heissgefrischte Stabeisen ist sowohl im äuseren Ansehen als auch bei der Verarbeitung in Schmiedefeuern und im Schraubestocke, so wie bei der stärksten Wurf- und Schlagprobe, ohne Tadel. Es muss jedoch hier bemerkt werden, dass die hier aufgestellten Erfolge noch nicht auf allen Eisenwerken ganz zu erlangen waren.

Unter den vielen die Anwendung heisser Gebläseluft auf Eisenhüttenwerken betreffenden Schriften sind besonders zu empfehlen:

Dufresnoy, über das Schmelzen mit heisser Luft (vorzüglich grossbrittanische Erfahrungen gebend), s. polytechnisches Centralblatt 1835, No. 57; ferner: Wachler in Karsten's Archiv II, Bd. 11, H. 1, S. 112 enthält wichtige Aufschlüsse über die in Schlesien gemachten hierher gehörigen Beobachtungen, und

Hartmann, über den Betrieb der Hohöfen, Kupu-

loöfen und Frischfeuer mit erhitzter Gebläseluft. Quedlinburg 1834*).

Mit nicht ganz so glücklichem Erfolge als auf den Eisenwerken ist man bemühet gewesen die Anwendung der heissen Gebläseluft auf den Silber-, Blei-, Kupfer- und Zinnschmelzhütten einzuführen. Jedoch ist auch auf diesen Werken mancher Vortheil aus solchen Bemühungen erwachsen. So verdankt man es ihnen z. B., dass jetzt auf den Freiberger Hütten alte Schlacken von Roharbeiten der Vorzeit noch mit pecuniärem Gewinn auf Rohstein umgeschmolzen werden können, was mit kalter Luft bei allen Versuchen, da die Kosten immer höher als der Werth des Ausgebrachten zu stehen kamen, misslang.

Auch bei der Freiberger Roharbeit hat die bis zu etwa 150° R. erhitzte Gebläseluft Vortheile gebracht. Sie haben in einiger Coaksersparung und etwas stärkerer Förderung bestanden, sind sich aber nicht gleich geblieben, sondern zu einer Zeit grösser als zur andern gewesen. Man hat dabei noch die Beobachtung gemacht, dass die heisse Luft mehr als die kalte zu einer theilweisen Zersetzung und Oxydirung des Schwefeleisens führt, so dass bei ersterer eisenoxydulreichere Schlacken entstehen, welche in Folge ihrer leichteren Erstarrbarkeit mehr Rohsteintheilchen mechanisch eingemengt zurückhalten. Deshalb verlangt auch die Roharbeit mit heisser Gebläseluft quarzreichere Beschickungen als gewöhnlich, wenn nicht Silberverluste und unreiner Ofengang entstehen sollen.

Bei der Bleiarbeit ist auf hiesigen Hütten die neue Schmelzart mehrere Male versucht, aber nicht beibehalten worden. Sie schien, ohne Geldvortheile zu gewähren, auf das Bleiausbringen nachtheilig zu wirken.

*) Ein höchst wichtiges Werk über die Anwendung der erhitzten Gebläseluft erwarten wir aus dem Nachlasse des kürzlich verstorbenen Ober-Berghauptmanns Freiherrn v. Herder. Es wird dasselbe spätestens in einem halben Jahre erscheinen.

Auch auf der Sophienhütte bei Goslar war die Anwendung erhitzter Gebläseluft bei der Bleiarbeit nachtheilig.

Bei der Bleisteinarbeit ist man hier zu Freiberg über ihren Einfluss noch nicht recht im Klaren. Die Versuchsresultate fielen bis jetzt sehr verschieden und einander widersprechend aus. Die hohe Temperatur des Windes scheint hier deshalb unpasslich zu sein, da dieser Process sehr frisch geht und der Bleiarbeit zu verwandt ist.

Bei dem Abtreiben des Werkbleies hat — wie ich es voraussagte — die erhitzte Gebläseluft nur eine Verzögerung der Arbeit und grössere Kosten nach sich gezogen. Es kann ja bei diesem Oxydationsprocesse, bei welchem es auf eine mässige gleichförmige Oxydation ankommt, nichts helfen, dass man die Hitze auf einem Puncte mehr concentrirt. Bei Steinkohlen, die eine starkräucherige Flamme geben, könnte allenfalls ein mässiger Strom erhitzter Luft, in die räucherige Flamme geleitet, zum Verzehren des Rauches nützlich sein.

Bei dem Verschmelzen der Kupferschiefer mit heisser Luft stieg die Förderung und verminderte sich der Kohlenbedarf, hingegen fielen die Schlacken etwas kupferreicher aus. Letzteres zeigte sich auch bei der Schwarzkupferarbeit bei wenig stärkerer Förderung und geringer Kohlenersparung. Bei dem Kupfergaarmachen auf dem kleinen Gaarheerde hat die erhitzte Gebläseluft den Process eher aufgehalten, ohne Kohlenersparung zu geben. Im Gegentheil war oft der Kohlenaufwand eher etwas grösser und das ausgebrachte Gaarkupfer unreiner als gewöhnlich. Zu Rothenburg hingegen soll die Anwendung der bis zu 140° erhitzten Luft die Hälfte Kohlen- und ⅓ Zeitersparung bei dem Hammergaaren gegeben haben. Zu Grünthal hat sich bei dieser Arbeit nur eine geringe Kohlenersparniss gezeigt. Ebendaselbst misslang ein Versuch der neuen Blaseart bei dem Kupferfrischen. Der Ofen wurde zu stark vom Feuer angegriffen. Die Kohlenersparung war

unbedeutend und deckte die öfter als gewöhnlich nöthigen Zustellungskosten nicht.

Eben so wenig Ursache hat man bei dem **Zinnschmelzen** hier in Sachsen gehabt, die bei demselben oft versuchte Anwendung heisser Gebläseluft beizubehalten.

Zum Belege des über die Hauptvortheile, welche auf den Freiberger Hütten durch Anwendung erhitzter Gebläseluft erhalten wurden, Gesagten theile ich hier nachfolgende zwei Berechnungen über das Schlackenumschmelzen und über die Roharbeit mit.

A. Berechnung des Betriebes der Rohschlackenarbeit über 3 Hohöfen auf der Obermuldner Hütte im Jahre 1837.

Vorlaufen.

68880 Ctr. alte Schlacken

Zuschläge.

992 Ctr.	Kiese	248 Thlr.	— Gr.
15962 -	Blei- u. Bleisteinschlacken mit 124 M. 11 L. 19 Ag. u. 419 Ctr. 62 Pfd. Pb.	775 -	22 -
420 -	Ofengekrätz mit 26 M. 4 L. Ag. und 44 Ctr. Pb.	163 -	8 -
S.: 86,254 Ctr. m. 150 M. 15 L. 19 Ag.	461 Ctr. 62 Pfd. Pb.	1187 Thlr.	6 Gr.

Arbeiterlöhne und Zeit.

Für Aushalten und Transportiren von 68880 Ctr. alter Schlacken	561 Thlr.	— Gr.	6 Pf.
- Heizerlöhne des Luftheizapparats	236 -	18 -	6 -
- Ofenarbeiterlöhne	2163 -	6 -	6 -
- 161 Wochen Arbeitszeit für alle 3 Oefen.			

Brennmaterialaufwand.

44 Wagen 1 Korb Holzkohlen zum Anlassen der Oefen	319 Thlr.	1 Gr.	10 Pf.
391 Wagen 11 Körbe Torf u.	1379 -	5 -	2 -
195 Scheffel Braunkohlen versuchsweise zum Erwärmen der Luft und Abwärmen der Oefen	75 -	3 -	9 -
33597 Scheffel Coaks	12761 -	11 -	2 -
Gesammter Geldaufwand:	18683 Thlr.	5 Gr.	5 Pf.

Ausbringen.

7566 Ctr. Rohstein mit 1654 M. 9.3 Ag. und 21 Ctr. 44 Pfd. Pb., 109 Ctr. 10 Pfd. Cu.	20931 Thlr.	19 Gr.	— Pf.
700 Ctr. Ofengekrätz mit 43 M. 12 L. Ag. und 70 Ctr. Pb.	272 -	5 -	— -
Sum. des Metallgehaltes 1698 M. 5 L. 3 Ag., 91 Ctr. 42 Pb. 109 Ctr. 10 Cu., deren Geldwerth	21204 Thlr.	— Gr.	— Pf.
mithin auf 68880 Ctr. verschmolzene Schlacken:			
Gewinn an Metallen: 1547 M. 6 L. 29 Ag., 109 Ctr. 10 Pfd. Cu.			
Verlust an Blei: 370 Ctr. 20 Pfd.			
Reiner Geldüberschuss	2521 -	6 -	10 -

B. Vergleichung des Betriebes der Freiberger Roharbeit mit erhitzter und mit kalter Gebläseluft.

Zweijähriger Durchschnitt auf die Jahre 1836 und 1837 nach Hrn. Ober-Hüttenmeister Merbach's höchst sorgfältiger Berechnung.

In genannten Jahren wurden auf der Muldner Schmelzhütte überhaupt bei dem Betriebe der Roharbeit verschmelzen:

15714 Ctr. Erz mit erhitzter (200°) Gebläseluft und
35109 - - - kalter Luft.

Dabei haben sich folgende Resultate durchschnittlich ergeben:

A. Förderung.

In 24 Stunden wurden für den Ofen Erze durchgesetzt:

33,72 Ctr. bei Anwendung erhitzter Luft
24,90 - - - kalter Luft.

B. Bedarf an Flussmitteln.

100 Ctr. Erze bedurften an Bleischlacken:

75,019 Ctr. bei erhitzter Luft
107,300 - - kalter Luft.

C. Brennmaterialaufwand.

100 Ctr. Erz bedurften:

a) Coaks

74,25 Dresdner Scheffel *) bei erhitzter Luft
102,22 - - - kalter Luft.

b) Holzkohlen (weiche) zum Abwärmen der neu zugemachten Oefen:

1,645 Körbe **) bei erhitzter Luft
2,706 - bei kalter Luft.

c) Torf zum Abwärmen der Oefen und zur Heizung der Lufterwärmungsapparate:

9,63 Körbe bei erhitzter Luft
0,925 - - kalter Luft.

D. Rohsteinausbringen.

45,062 Ctr. bei erhitzter Luft mit 15,49 M. Ag.
57,164 - - kalter - - 15,36 - -

Man hat demnach vorstehenden Datis zufolge in den Jahren 1836 und 1837 durch die theilweise Anwendung der circa bis zu 200° erhitzten Gebläseluft bei

*) 1 Scheffel = 4,7 C.F. Leipzig.

**) 1 Korb = 3 Scheffel oder 14,1 C.F.

der Roharbeit auf der Muldner Hütte folgende Ersparungen gemacht:

a.	165 Schmelztage =	281 Thlr.	21 Gr.	— Pf.	Arbeitslöhne.
b.	4389 Scheffel Coaks	1691 -	14 -	3 -	
c.	13¼ Wagen Kohlen	99 -	17 -	8 -	
	Summa:	2073 Thlr.	4 Gr.	11 Pf.	

Dagegen mehr verbraucht:

114 Wagen Torf =	408 Thlr.	19 Gr.	2 Pf.
Luftheizungslöhne	97 -	2 -	— -
Summa:	505 Thlr.	21 Gr.	2 Pf.

Gewinn = 1567 Thlr. 7 Gr. 9 Pf.

oder auf jeden Centner Erz, welcher mit erhitzter Gebläseluft verschmolzen wurde,

2 Gr. 6,25 Pf.

Nun sind zwar bei erhitzter Gebläseluft auf 100 Ctr. Erz 12,102 Ctr. Rohstein, aber silberreicher als gewöhnlich, weniger ausgebracht worden, so dass in Folge der theilweisen Erhitzung der Gebläseluft in den Jahren 1836 und 1837

1901 Ctr. Rohstein

weniger fielen. Da jedoch der mit heisser Gebläseluft erzeugte Rohstein bei gleichem Gehalte der Beschickung reichlich 5löthig ausfällt, wenn der Gehalt des bei kalter Luft erzeugten nur 4löthig ist, so ist es einleuchtend, dass mit dieser Rohsteineinbusse kein Verlust an Silber verbunden war, und es lässt sich der Rohsteinverlust mit einiger Sicherheit nicht verwerthen, da hierbei Alles darauf ankommt, ob der übrigbleibende Rohstein ausreichend für den guten Betrieb der Roharbeit ist, oder nicht.

Im erstern Falle, und dieser ist bis jetzt eingetreten, hat der fehlende Rohstein als die Bleiarbeit beförderndes Schmelz- und Niederschlagungsmittel keinen Werth; im letztern Falle würde hingegen dessen Werth mit dem Mangel des Rohsteins bei der Bleiarbeit steigen. Meiner Meinung nach kann das letztere, selbst bei vermindertem Rohsteinausbringen bei dem Betriebe mit erhitz-

ter Gebläseluft nicht stattfinden, da dieser in dem Verhältnisse, als dessen weniger fällt, eisen- und silberreicher wird. Im Jahre 1836 untersuchte ich auf berghauptmannschaftliche Veranlassung die beiden in genanntem Jahre gefallenen Rohsteinsorten von mehreren Abstechen gemengt, auf ihren Eisen- und Silbergehalt und fand in dem durch erhitzte Luft ausgebrachten in 100 Theilen Eisen 72,122 und Silber 0,156 = 5,5löthig; in dem durch kalte Luft erzeugten Rohstein aber nur 64,200 Eisen und Silber 0,122 = 4,3löthig. Wenn daher das Eisenoxydoxydul im gerösteten Rohsteine als Flussmittel dadurch wirkt, dass es Kiesel aus der Bleiarbeitbeschickung absorbirt, und als Niederschlagungsmittel dadurch, dass ein Theil dessen Eisenoxydatgehaltes sich reducirt und Schwefelblei zersetzt, so dürfen wir nur in der Folge von der Quantität des durch erhitzte Luft gefallenen Rohsteins in dem Verhältnisse, als derselbe eisenreicher ist, abbrechen, um dennoch einen eben so guten Ofengang bei der Bleiarbeit zu gewinnen.

Um jedoch bei vorliegender Berechnung sicher zu gehen, ist jeder Centner weniger ausgebrachten Rohsteins als Zuschlagmittel mit 8 Gr., wie es bei dem Freiberger Rechnungswesen vorgeschrieben ist, in Ansatz genommen. Hieraus ergiebt sich die Summe von

633 Thlr. 16 Gr.

als welche von oben genanntem Gewinn an

1567 Thlr. 7 G. 9 Pf.

abzuziehen blieb. Diesem nach hätte mithin die Ersparniss bei der Muldner Roharbeit in den genannten beiden Jahren nur

933 Thlr. 15 Gr. 9 Pf. im Ganzen,

oder auf den Centner verschmolzenes Roherz

1 Gr. 5,1 Pf. betragen.

Rechnet man, dass auf beiden Freiberger Hütten, dem Muldner u. Halsbrückner, jährlich ungefähr 64000 Ctr. Roherze in Arbeit genommen werden, so steht, da nun alle Rohöfen mit erhitzter Gebläseluft sollen bedient werden, nach Obigem eine jährliche Ersparung von 18000 Scheffel Coaks zu erwarten.

Der jährliche Geldgewinn aber würde

a) wenn man den Centner weniger ausgebrachten Rohsteins mit 8 Gr. in Ansatz bringt,

3800 Thlr.

b) und wenn man dieses Minus nicht verwerthet, ungefähr 6720 Thlr. betragen.

Endlich bemerke ich noch, diesen wichtigen Gegenstand schliessend, dass auch auf der königlichen Antonshütte schon die ersten Versuche, mit heisser Gebläseluft zu schmelzen, sich sehr vortheilhaft anliessen. Obgleich die dortigen Beschickungen zur Roharbeit sehr kieselreich und strengflüssig sind, so konnte man doch ein Bedeutendes mehr von der Beschickung wöchentlich durchsetzen; 4,27 p.C. an Zuschlagkies, 5,06 p.C. an Flussspath und 16,22 p.C. an Bleischlacken abbrechen. Dabei ersparte man 22,80 p.C. an Kohlen. Rohstein fiel zwar wie zu Freiberg etwas weniger aber silberreicher, und zwar hatte man 0,57 p.C. Silberverlust weniger als gewöhnlich. S. Kalender f. d. sächs. Berg- und Hüttenmann, 1838. S. 49.

Vermöge aller vorstehenden günstigen Erfolge werden künftig sämmtliche Freiberger und auch Antonshütte mit erhitzter Luft die Roharbeit und das Schlackenumschmelzen betreiben. Zu dem Behufe haben die Untermuldner- und Halsbrücknerhütte neue Gebläse, und zwar erstere ein Schrauben- und die zweite ein Cylindergebläse erhalten. Letzteres besteht aus 3 Cylindern von 1° 12″ Durchmesser und 2° 11″ Hubhöhe und liefert bei 5 Spielen pro Min. 1000 C.F. Luft von atmosphärischer Dichte; kann aber leicht das Doppelte wirken, um 7 Hohöfen zu bedienen. S. Kalender f. d. sächs. Berg- und Hüttenmann, 1839. S. 99–103.

a) Unter den auf Schmelzhütten eingeführten neuen Gebläsemaschinen ist besonders der nach ihrem Erfinder Cagniard - Latour genannten Cagniardelle Erwähnung zu thun. Dieses Gebläse ist zwar in der Hauptsache dem §. 112 des Grundrisses der Hüttenkunde beschriebenen Schneckengebläse ähnlich, allein es zeichnet sich durch Einfachheit, verhältnissmässig ge-

ringe Kostbarkeit aus und wirkt bei geringer bewegender Kraft sehr kräftig und gleichförmig. Man findet dasselbe unter andern beschrieben und abgebildet in Dingler's polyt. Journal Bd. 55, S. 212 und im polytechnischen Centralblatte 1835, No. 60.

Wir haben seit einigen Monaten ein solches durch ein Kreiselrad bewegtes Schraubengebläse auf den K. Untermuldner Hütten zum Betriebe von 3 Rohöfen angelassen. Es hat 4 Ellen 16 Zoll lichten Durchmesser und sein Schraubengang windet sich $5\frac{1}{2}$ Mal um die gusseiserne 20″ starke Spindel. Diese hat eine Neigung von 20 Grad gegen den Horizont. Schraube und Mantel sind von Eisenblech und gefirnisst. Das Gebläse kann in der Minute 660 C.F. Luft von atmosphärischer Dichte liefern. So stark braucht es indessen bei 3 Rohöfen nicht angegriffen zu werden. Gewöhnlich werden pr. Min. nur gegen 500 bis 570 C.F. Luft ausgeblasen, wozu 6 bis 7 Umgänge der Cagniardelle und 26 bis 28 Umgänge des Kreiselrades nöthig sind. Der Manometerstand ist dabei 22 bis 26 Zoll Wasserhöhe, welches einem Drucke von $\frac{275}{432}$ bis $\frac{325}{432}$ Pfd. auf den Quadratzoll gleichkommt. Die Ausströmung des Windes ist gleichförmig, und man ist überhaupt mit der Wirkung dieses Gebläses zufrieden. Die Befürchtung, dass zu feuchte Luft in den Ofen kommen möchte, ist nicht zugetroffen. Durch Hülfe eines Sperrwasserapparats im äussern Röhrenwerke ist diesem Uebel vorgebeugt; auch ist das Steigerohr im Innern der Maschine, durch welches die Luft in das Ableitungsrohr geführt wird, mit einem Dache versehen, wodurch schon das Einwerfen von Wassertheilen erschwert wird.

Weniger dürfte das ähnliche hydraulische Gebläse Martin's in Helston leisten, s. dessen Beschreibung nach dem Mechanic's Magazine No. 622 in Dingler's polytechnischem Journal B. 58, H. 5, S. 366 nebst Abbildung auf Tab. V.

Ein sehr einfaches Gebläse, welches hie und da seine Anwendung gefunden hat, ist das Centrifugalgebläse, auch Fächer- und Windradgebläse

genannt. Es wird eine leichte gusseiserne, mit 4 Flügeln von Eisenblech versehene Welle sehr schnell um ihre Axe bewegt. Diese Vorrichtung ist in einem cirkelrunden scheibenförmigen Gehäuse von Gusseisen beweglich eingefasst. Das Gehäuse ist um die Welle herum offen und hat an einer seiner untern Seiten einen Abzugscanal. Wird nun die Welle in schnelle Bewegung gesetzt (6 – 700 Umdrehungen p. Minute), so treiben die Flügel die Luft, welche durch die Oeffnung im Gehäuse stets nachdringt, vor sich hin und zum düsenförmig sich verengenden Abzugscanale hinaus in den Feuerraum des Ofens. Vermöge der ersten Nachrichten, welche mir mein Freund Barker aus England im Jahre 1835 über dieses Gebläse mittheilte, fand man dasselbe vortheilhaft anwendbar bei dem Abtreiben des Werkbleies, so wie zum Umschmelzen des Eisens; allein zum Eisenerzverschmelzen in Hohöfen nicht ausreichend. Später hat man auch in den Werkstätten anderer Länder, vorzüglich zum Eisenumschmelzen, Gebrauch von demselben gemacht; so unter andern in Rouen, woselbst man 2675 Pfd. Roheisen mit 620 Pfd. Coaks in einer Stunde bei 600 Umdrehungen des Flügelrades gut einschmelzte, s. polytechnisches Centralblatt, No. 60, 1836. Mittheilung von Saint Léger: über das Windradgebläse in der Giesserei von James Martin zu Rouen, nebst Abbildung. Noch bemerke ich, dass man dieses Gebläse sehr zweckmässig zur Verstärkung des Zuges bei Flammenöfen in Anwendung bringen kann.

b) Verbessserungen, das Zumachen und Zustellen der Schachtöfen betreffend. §. 127 — 130 des Grundrisses der Hüttenkunde.

Eine sehr dauerhafte Gestellmasse für Eisenhohöfen wird durch einige Vermengung von 2 Maass linsengrossen Graupen vom Ausbruch alter Gestellmasse, 6 Maass frischen Kieselgraupen, 1 Maass dergleichen etwas gröberen, 4 Maass fettem, getrocknetem, gepochtem und fein gesiebtem Thon und 3 Maass magerem gebranntem, gepochtem und grob gesiebtem Thon erhalten. Die

Gestellmasse von Creusot, welche aus gleichen Theilen gebranntem und rohem Thon von Perray und Montel zusammengesetzt wird, analysirte Berthier (s. Ann. d. Mines, seconde série T. I, p. 469) und fand: Kiesel 68, Thon 28, Eisenoxyd 2, Wasser 1 und Spur von Talk.

Die Masse zum Rostschlagen wird am besten zusammengesetzt aus: 3 Maass altem Ausbruch, 5 Theilen rohem und 3 Theilen gebranntem magern Thon, und die Bindungsmasse zu den Thonsteinen des Kernschachtes aus 6 Maass magerem und 5 Maass fettem Thon, beide in Pulvergestalt.

Auf den Freiberger Hütten wendet man seit 1831 zur Herstellung der Gestübemasse für die Schachtöfen statt der Holzkohlenlösche mit vielem Nutzen Coakslösche an. Dieses neue Gestübe braucht weniger Lehm und ist dauerhafter als Holzkohlengestübe. Es gewährt ein leichteres Ausbrennen der Oefen und gestattet eine grössere Schonung der Brand- und Futtermauer. Es giebt viel haltbarere Vorheerde und Stiche, indem an denselben die Schmelzmasse weniger rändert und gräbt. Diese Vorheerdtheile dürfen daher nicht so oft erneuert werden, und so erspart man nicht allein an Zeit, Kosten und Material, sondern die Arbeit selbst wird auch seltener gestört.

Wo man leicht Graphit und Anthracit haben kann, müssen auch diese ein vortreffliches Gestübematerial abgeben.

An die §. 129 des Grundrisses der Hüttenkunde aufgestellten Arten des Zumachens der Schachtöfen reiht sich als neu das Zumachen mit dem hydrostatischen Vorheerde an. Es wurde dasselbe zuerst durch zahlreiche Versuche des Herrn Bergm. Menzler in Siegen im Jahre 1829 auf der Müsener Silberhütte zur Entsilberung des Kupfersteins angewendet. Auch auf anderen Hüttenwerken, wie zu Andreasberg, hat man theils gelungene theils misslungene Versuche über ähnlich zugemachte Oefen mit diesem hydrostatischen Schmelzen angestellt. Obgleich dieses neue Entsilbe-

rungsverfahren nun zwar bis jetzt noch nicht völlig zur Ausführung gebracht worden ist, so verdient dasselbe doch die Beachtung der Schmelzverständigen in einem hohen Grade.

Bekanntlich fasste schon der verstorbene Gren vor einigen 20 Jahren (s. Scherer's Journ. d. Ch. B. 4) die Idee, den Kupferstein dadurch zu entsilbern, dass man durch geschmolzenen Kupferstein allmählich flüssiges Blei aufsteigen lassen solle, welches sodann bei seinem Durchdringen des Kupfersteins den Silbergehalt desselben aufnehmen würde. Obwohl nun seine deshalb angestellten Versuche im Kleinen gelangen, so konnte er doch eine zweckmässige Vorrichtung zu dieser Entsilberung im Grossen nicht auffinden. Dieses gelang nun Hrn. B. Menzel. Da eine deutliche Beschreibung dieses hydrostatischen Vorheerdes des Hrn. Menzel nicht ohne Beihülfe einer Abbildung gegeben werden kann, so verweise ich die Leser auf Erdmann's J. f. t. und ök. Ch. B. 16, woselbst Winkler S. 48 die durch denselben betriebene Entsilberung des Kupfersteins beschreibt und auf Tab. I. eine Abbildung des Schmelzofens mit seinem Vorheerde beifügt.

Zu §. 127 des Grundrisses, das Zustellen der Eisenhohöfen betreffend, ist zu bemerken, dass man auf einigen Eisenhütten denselben eine besondere Einrichtung zum Schöpfen des aus dem Gestelle zu vergiessenden Roheisens gegeben hat. Weil nämlich in blossen Stichgruben vor dem Heerde das Eisen leicht erkaltet, so hat man entweder einen besondern Schöpfheerd neben dem Vordergestelle angebracht, dessen tiefster Punct mit der Sohle des Ofenheerdes so in Verbindung steht, dass er sich in dem Maasse, als der Heerd sich selbst mit Roheisen füllt, oder es wird ein besonderer Schöpfheerd an der Hinterseite des Hohofens durch Verlängerung des Hintergestelles hergestellt und dadurch ein zweiter Vorheerd (eigentlich Hinterheerd) gebildet. Es dient daher der eigentliche Vorheerd nur zum Abwerfen der Schlacken und zum Reinhalten des Gestelles. Man kann nun auch, wenn man

nicht schöpfen will, aus dem Hinterheerde abstechen. Man sehe über diese neuen Vorrichtungen nach: Walchler in Karsten's Archiv II, B. 4, S. 419 nebst Abbild. auf Tab. X. Anstatt des Rauhgemäuers (s. §. 296 d. G.) hat man auf der Sayner Hütte bei Ehrenbreitenstein den Hohofen mit einem gusseisernen Mantel umfasst und auch die Gicht inwendig 11 Fuss hoch mit breiten gusseisernen Ringen zu mehrerer Haltbarkeit bei dem Abstossen des Gichtenschwammes ausgefüttert (s. Karsten's Arch. f. B. u. H. B. 12, S. 259, nebst Abbild.) In Betreff des Nasenschmelzens (s. §. 132 des Grundr. d. H.) ist als neu zu bemerken, dass man hie und da bemüht gewesen ist, dasselbe bei den Blei- und Silberschmelzprocessen abzuwerfen und wie bei den Eisenhohöfen mit lichter Form zu schmelzen. Bis jetzt blieben aber diese Versuche erfolglos. Als wir hier auf den Freiberger Hütten das Schmelzen mit heisser Gebläseluft einführten, wurde bereits im Jahre 1835 ein solcher Versuch bei einem Rohofen, ohne seinen Schmelzheerd abzuändern, vorgenommen. Man liess mehrere Tage lang die Nase theils gar nicht ansetzen, theils sehr kurz halten; allein bald erhitzte sich die Hinterwand des Heerdes so stark, dass die Form zum Glühen kam. Man umgab nun, um dieses zu verhüten, die Form mit einem Gehäuse und liess dieselbe durch zu- und abfliessendes Wasser abkühlen. Allein auch dieses Mittel führte nicht zum Zweck, und wir schmelzen daher vor wie nach mit einer gut gehaltenen Nase von 1 bis 1½ Fuss Länge bei der Roharbeit. Bei dem Schmelzen mit erhitzter Luft ist allerdings die Erhaltung einer guten Nase etwas schwierig und kann dasselbe nur durch eine strengere Beschickung erreicht werden. Ueber die Vortheile des Nasenschmelzens bei unserer Roharbeit sehe man Winkler's Beschreibung der Freiberger Schmelzprocesse, 1837 S. 50.

Ein grossartiger Versuch, das Nasenschmelzen abzuwerfen, wurde vor einigen Jahren auf der Clausthaler Silberhütte angestellt. Man richtete zu diesem Versuche einen besondern Hohofen ohne Ge-

stübcheerd mit einem Sandsteingestelle und einer Rast her. Der Bodenstein des Gestelles war 10 Zoll stark und die ganze Höhe des Gestelles betrug 4 Fuss; die Weite oben 2 Fuss 6 Zoll und 2 Fuss 4 Zoll; unten auf dem Bodensteine 1 Fuss 6 Zoll und 1 Fuss 9 Zoll. Die Rast bekam ein Ansteigen von 45°. Die Länge des Heerdes betrug 5 Fuss. Der Vorheerd war mit schwerem Gestübe, in welchem der Stich angelegt war, geschlossen. Anfänglich liess sich das Schmelzen über diesem Heerde recht leidlich an, aber bald wurde die zuerst eingelegte gusseiserne Form weggebrannt. Man legte schmiedeeiserne ein; aber auch diese brannten häufig weg, und endlich wählte man steinerne. Es wurde aber doch der richtige Schmelzgang gestört und manche Unregelmässigkeiten traten ein. Nach Verlauf von 10 Tagen musste der Ofen ausgeblasen werden. Das Weitere über dieses Versuchsschmelzen ersehe der Leser aus Bartel's Mittheilungen: Bleierze in einem mit der Rast versehenen Hohofen zu verschmelzen, in Karsten's Archiv II, B. 10, H. 1, S. 131.

Das Zustellen der Rohkupferöfen mit einem Hintergestelle von Sandstein und Zumachen als Brillenofen verbreitet sich immer mehr. So z. B. findet man dasselbe auf der Leimbacher Hütte im Mannsfeldischen. Man hat daselbst zugleich ein 2 bis 3 förmiges Gegeneinanderblasen mit Vortheil eingeführt.

Ueber die Hülfsmittel zur Bildung, Haltung und Abänderung der Ofennasen s. meine Supplemente z. Handb. der Hüttenk. B. 1, S. 45.

Die Flammenschmelzöfen §. 137 des Grundrisses betreffend, habe ich Folgendes nachzutragen:

a) Ueber das Verschmelzen der Bleierze im Flammensaigerofen (s. 3, S. 128 des Grundr.) sind zahlreiche, sehr belehrende Versuche auf der Clausthaler Silberhütte, über welche Hr. O. B. Albert in Karsten's eben angef. Archiv B. 10, S. 91 Auskunft giebt, angestellt worden. Ein grosser Theil der Versuche, welche den Zweck hatten, um Holzkohlen zu ersparen,

mit der Flamme des Astholzes das Werkblei auszusaigern, scheiterten an dem starken Kieselgehalte mehrerer Glanze, bei dem selbst ein Kalkzuschlag bei dem Saigern kein reines Ausbringen zuliess. Am besten gelang dieses Ausbringen, obgleich noch nicht ganz befriedigend, mit allen denjenigen Glanzen (s. S. 116 des Archivs), welche wenig Kiesel- und Thonerde, dagegen Kalk oder Braunkalk, auch Eisenspath enthalten. Man brachte aus diesen 74, 76, 80 u. 81 p.C. Werkblei aus. Es sollen daher diese Versuche in der Folge weiter fortgesetzt werden.

b) Von verbesserten Einrichtungen, welche man den Treibeheerden (s. 138. 8, d. G.) zu geben bemüht war, verdient als neu und völlig von deren bisherigen Einrichtung abweichend erwähnt zu werden: der im Jahre 1837 zu Olalapos-Banya angelegte oval-längliche Treibeheerd. Die Nachrichten über diesen Heerd und dessen Betrieb sind mir vor kurzem durch Hrn. v. Püschke, russischem Bergofficier, welcher kürzlich Ungarn besuchte, nebst einer Zeichnung des neuen Treibeheerdes mitgetheilt worden. Dieser neue Heerd mit einer steinernen beweglichen Haube wurde durch Hrn. Bergmeister v. Blaschka angelegt. Man will mittelst desselben die Länge der Holzflamme besser als auf runden Heerden benutzen und durch Abtreiben grösserer Quantitäten Werkblei Zeit und Arbeitslohn ersparen. Der eigentliche Mergeltreibeheerd ist 12 Fuss lang und 6 Fuss breit. Der Feuerheerd nebst Hals und Brücke befindet sich an der einen schmalen Seite des Heerdes und gegenüber der Fuchs, die Esse und eine Fluggestübekammer. Näher dem Feuerheerde zu, ungefähr $\frac{1}{3}$ von der Heerdlänge, ist in der Heerdsohle eine runde Vertiefung für den Blick ausgeschnitten. Der Ofen hat an der Hinterseite 3 Formen, von welchen 2 in den Blickraum und die 3te der Schürgasse gegenüber einblasen. Die Glättgasse liegt an der Vorderseite der Blickspur gegenüber und die Schürgasse am vordern hintern Ende des Ofens, nicht weit von der Esse. Es wurden während der Anwesenheit des Reisen-

den 200 Ctr. 9löthiges Werkblei aufgesetzt und angetrieben, und 300 Ctr. desselben nachgesetzt. Das Treiben ging in 12stündigen Schichten gut von Statten, und in jeder Schicht wurden ungefähr 60 Ctr. abgetrieben. Ein mir aus des Hüttenwerkes Materialberechnung vorgelegter Ausweiss giebt folgende Data an:

Es wurden in 22 zwölfstündigen Schichten abgetrieben:

Sztrimbuler Lechschmelzens

Reichbleie 1315 Ctr. 63 Pfd. mit 676 M. 6 L. 1 Q. güldisch Silber von 35 Mark 1 Loth 1 Pfenniggew. Goldgehalt.

Ausgebracht:

Blicksilber 582 M. 2. L. $3\frac{3}{4}$ P. 33 M. 5 L. 2 Q. $2\frac{3}{4}$ P. Gold.

Armblei 853 Ctr. mit 99 M. 1 L. 1 P. Silber und 5 M. 11 L. 1 Q. Gold.

Glätte und Abstrich 353 Ctr. 88 Pfd. mit 243 Ctr. 88 Pfd. Blei und 50 M. 9 L. 2 Q. 3 P. Silber und 4 M. 11 L. 3 Q. 2 P. Gold.

Heerd 253 Ctr. mit 100 Ctr. 91 Pfd. Blei, 28 Ctr. 9 Lth. Silber und 5 Loth 3 Q. 1 P. Gold.

Der Bleiabgang betrug mithin 117 Ctr. 84 Pfd. und der Zuwachs an Silber 85 M. 14 L. 2 Q. $3\frac{1}{4}$ P. und an Gold 9 M. 1 L. 2 Q. $\frac{3}{4}$ P.

Durch welche Remedien dieser Zugang sich ergab, ist nicht angegeben worden.

An Brandholz wurden $22\frac{1}{2}$ Klafter verbrannt, wonach auf 100 Ctr. Werkblei nur $1\frac{4}{10}$ Klafter kommen.

Es steht nun zu erwarten, wie sich in der Folge diese hier mitgetheilten Angaben bestätigen werden.

c) Ein Flammenschmelzofen von neuer ganz eigenthümlicher Einrichtung ist der bei Braunlage am Harze zum Schmelzen des Blaufarbenglases angewendete Blaufarbenglasofen mit treppenförmigem Schmelzheerde ohne Häfen. Wahrscheinlich ist es dieser Ofen, von welchem Schubart in seinen Elementen der technischen Chemie B. 2, S. 160 kurz bemerkt:

man wende einen eigends construirten Flammenofen, wie zu Hasserode bei Wernigerode, zum Blaufarbenschmelzen an. Hr. O.-Sch.-W. Winkler, welcher im Jahre 1831 im August diesen Ofen im Betriebe sah, hat mir deshalb sein Reisejournal vorgelegt, aus welchem ich Folgendes, dessen Einrichtung betreffend, im Auszuge gebe:

Ein feuerfester länglicher, mit einem Mantel versehener Flammenofen hat einen gut ziehenden, mit einem Aschenfalle versehenen Feuerheerd an der einen schmalen Seite des Ofens, und am andern entgegengesetzten Ende 2 stark ziehende Essen. Das feuerfeste Gewölbe des Ofens steigt allmählich unter etwa 20° auf, und unter diesem Gewölbe ist der treppenförmige Heerd in 3 Absätzen von feuerbeständigem Thon geschlagen. In den Seitenmauern des Ofens, und zwar an den beiden langen Seiten, befinden sich 6 Oeffnungen, 3 an jeder Seite sich gegenüber stehend, zum Bedienen des Ofens. Die ersten beiden Oeffnungen zunächst dem Fuchse der Esse dienen zum Eintragen der Blaufarbenbeschickung auf den ersten, schräg liegenden Heerd; das zweite Paar Oeffnungen dient zum Umrühren der schmelzenden Masse auf dem zweiten Heerde. Das dritte Paar Oeffnungen wird zum Ausschöpfen des Blaufarbenglases aus dem dritten, ausgetieften Heerde gebraucht. Durch die vom Feuerheerde aufsteigende Flamme wird also zunächst der Esse die Beschickung erweicht, sodann in der Mitte des Ofens geschmolzen, und nahe am Feuerheerde sammelt sich das Blaufarbenglas, in einer Spur die Speise absetzend, und so wie die Masse nach und nach in Fluss geräth, fliesst sie von einer Stufe zur andern in den Sammlungsraum herab. Hinten im Ofen jenseit der Füchse wird die Flammenspitze noch zur Erhitzung eines Sandglüheraums benutzt. Man feuerte mit fein gespaltenem gedörrten Tannenholze, setzte 2½ Ctr. Gemenge, welche in 3½ bis 4 Stunden verschmolzen waren, ein.

Winkler bemerkt bei dieser Mittheilung, dass einige Hindernisse, welche man zu überwinden gedenke, bestanden:

a) in der grossen Zähigkeit des Glases,

b) im Eindringen des Glases in die Fugen des Heerdes,

c) in der unvollkommenen Ablagerung der Speise.

Ob diese Schwierigkeiten überwunden sind und ob der Gebrauch dieses Ofens seinen Fortgang hatte, ist mir nicht bekannt geworden. Es scheint bei dessen Anlage wohl vorzüglich auf Ersparung der Häfen angelegt zu sein.

d) Auf manchen Eisenhütten hat man seit einiger Zeit Puddlingfrischerei durch den Holzflammenofen eingeführt. Sie gewährt besonders da Vortheile, wo die Steinkohlenwerke entfernt, die Forsten aber nahe liegen. Man muss aber diese Oefen mit völlig ausgetrocknetem Holze betreiben; s. Roche in Correspondence des Elèves-Mineurs de Saint-Etienne No. 1 und Hartmann in Erdm. Journ. I, B. 8, S. 310.

e) In Hinsicht der Abänderungen, welche man mit Heerden (s. §. 140 und 141 d. G.) vorgenommen hat, bemerke ich a) die schon oben S. 50 erwähnte Ueberwölbung der Eisenfrischheerde, welche man in der Absicht unternahm, um die sonst verlorengehende Hitze zu concentriren und mittelst derselben das Anlaufeisen und die Kolben vom vorigen Frischen anzuglühen und auszurecken; s. Erdm. Journ. B. 7, H. 2, S. 137; ferner b) die Frischfeuer mit 2 einander gegenüber blasenden Formen, welche zuerst zu Ronitz in Ungarn mit Vortheil eingeführt worden sind. Ein einförmiges Frischfeuer verarbeitete früher in 700 achtstündigen Schichten 2450 Ctr. Roheisen, das neuere zweiförmige hingegen in eben dieser Zeit 4200 Ctr. mit demselben Aufwande an Brennmaterial und Arbeitslohn. Es leisten mithin 12 zweiförmige Feuer so viel als früher 20½ einförmige; s. Erdm. Journ. I, B. 12, S. 349. Noch ist

f) der grosse aus dem Ganzen gegossene Stahlfrischheerd zu Schisshyttan in Schweden, welcher gegen 20 Ctr. wiegt, bemerkenswerth; s. Sefström in Jern-Kontoret's Annalen, Jahrgang 10

und übersetzt in Erdm. Journ. I, B. 4, S. 103, nebst Abbildung des Stahlheerdes.

g) Zwischen dem S. 131 des Grundrisses beschriebenen grossen und dem ebendaselbst S. 135 angegebenen kleinen Gaarheerde steht in Hinsicht auf Grösse in der Mitte die Rosettirgrube zu Moldawa. Dieser Heerd hat die Haupteinrichtung des kleinen Gaarheerdes, wird aus Lehm geschlagen und mit Kohlenlösche bestreuet. Man schmilzt durch Hülfe eines doppelten Kastengebläses, 800 C.F. Luft pro Minute liefernd, in ihm 7 Ctr. Schwarzkupfer auf einmal zum Gaaren, welches in 5 Stunden erfolgt. Er ist demnach als mittlerer Gaarheerd zu bezeichnen.

h) Die Teste des Silberfeinbrennheerdes (S. 135 des Grundrisses der Hüttenkunde) werden zu Freiberg nicht mehr wie ehemals aus $\frac{2}{3}$ Holzasche und $\frac{1}{3}$ Beinasche, sondern wie die Treibeheerde selbst aus Mergel geschlagen. Man überzieht sie sodann mit Thonschlich und bepudert sie mit Beinasche, wodurch dem Graben des Silbers vorgebeugt wird; s. Winkler's Beschreibung der Freiberger Schmelzprocesse S. 144.

Zu S. 140 des Grundrisses. Die verschiedenen Arten der Gefässschmelzöfen betreffend, sind als neu anzuführen:

a) Gill's vervollkommneter Windofen zum Tiegelschmelzen; s. Erdm. Journ. I, B. 2, S. 281. Dieser Ofen besteht aus einem $2\frac{1}{2}$ Fuss hohen und eben so weiten Cylinder von Gusseisen. Er wird 9 Zoll dick mit einer feuerbeständigen Thonkieselmasse ausgeschlagen. Der Cylinder hat im Boden und im Deckel eine fussweite runde Oeffnung. Er ist tragbar, wird auf einen Rost gesetzt und mit einem Abzugsrohre versehen.

b) In England hat man mit gutem Erfolge Coakspulver zur Verfertigung feuerfester Tiegel zum Metallschmelzen angewendet. Anstey setzte eine dergleichen Masse zusammen aus gleichen Maasstheilen Coaksmehl und feuerbeständigem Thon. Die daraus verfertigten Tiegel hielten 14—18 Einschmelzungen von Gusseisen aus. Smith mengte 8 Maass Stourbridgethon,

5 Maass Coakspulver und 4 Maas Graphit zu eben diesem Zwecke, und erhielt Tiegel, in welchem 23 mal ein Einsatz von 70 Pfd. Eisen konnte geschmolzen werden; s. Dingler's polytechnisches Journ. B. 21, S. 115 und 187. Im Kleinen habe ich sehr haltbare Tiegelmassen aus Meissner Kapselthon mit ¼ gepulvertem Anthracit, so wie mit ⅜ Versatz von Hohofengraphit von Lauchhammer verfertigen lassen.

c) Einen sehr zweckmässig eingerichteten Tiegelofen zum Einschmelzen der Metalllegirungen fand ich in der Münchener Münze im Gebrauche. Er ist sehr bequem für die Arbeiter, wird mit klein gespaltenem Holze gefeuert, und bedarf keinen grossen Aufwand desselben. Er besteht aus zwei Haupttheilen, dem Feuerheerde und dem Schmelzheerde. Ersterer ist ein kleiner aus Ziegeln aufgeführter und überwölbter Schacht am Boden mit einem Roste versehen. Unter diesen wird die Luft, durch einen Canal durch die Hüttensohle gehend, eingeführt. Der Schacht hat ausserdem zwei Oeffnungen; die eine an der Vorderseite zum Eintragen des Holzes in fusslangen Scheiten; die zweite befindet sich an der Seite als ein langer perpendicularer Schlitz, die Flamme in den Schmelzraum führend. Der Schmelzraum selbst ist ebenfalls ein Schacht, mit einer beweglichen eisenblechernen, mit Lehm ausgeschlagenen Haube versehen. In diesem Schachte steht auf ebener Sohle ein runder grosser cylindrischer Graphittiegel zu 4—500 Mark. Mittelst der leicht zu hebenden Haube wird nun der Schmelzraum geöffnet und das Metall sowohl eingesetzt, als auch nach dem Einschmelzen ausgeschöpft. Die Flamme theilt sich und umspielt das Schmelzgefäss, in eine Esse abziehend.

4) *Die Amalgamationsprocesse betreffende neuere Fortschritte.*

a) Amalgamirapparate (zu S. 152 des Grundrisses). Im Jahre 1833 wurden uns, unter andern durch Hrn. Hüttendirector Sommerschu, damals in Mexico,

Nachrichten über eine vielversprechende neue Amalgamationsmethode Pollard's, welche in Amerika zur Ausübung sollte gebracht werden, mitgetheilt. Sie wurde mit dem Namen galvanoelektrische Amalgamation belegt. Es sollten die Silbererze geröstet, fein gemahlen und sodann über Quecksilber mit Wasser und salpetersäurehaltiger Schwefelsäure in steter Bewegung erhalten werden, wobei sich das Silber allmählich in das Quecksilber niederschlage. Der zu diesem Betriebe nöthige Apparat bestehe, hiess es, in feststehenden Amalgamirbottichen, in welchen die mit dem sauren Wasser vermengten Erze durch eiserne Rührrechen, über dem Quecksilber am Boden der Bottiche befindlich, stets umzurühren wären. Ich fand in diesem Processe nichts, um ihn besonders mit dem Namen eines galvanoelektrischen zu bezeichnen; denn auch unsere gewöhnliche Chlorsilberamalgamation besteht in einem elektrochemischen Vorgange, und es ist wohl ziemlich gleich, ob das Quecksilber in Kügelchen zertheilt mit Chlorsilber und Eisen in Berührung gehalten wird, oder ob man die durch das Eisen frei werdenden Silbertheilchen aus schwefelsaurem Silberoxyd in das Quecksilber bei steter Bewegung der Quickmasse in das Quecksilber niederschlägt. Ich habe mich über diesen neuen Process ausgesprochen in Erdm. Journ. I, B. 16, S. 268. Mehrere auf dem Freiberger Amalgamirwerke über denselben angestellte Versuche gaben uns kein günstiges Resultat. Die Rückstände verblieben 1½ bis 2löthig. Auch wenn wir unsere gewöhnliche Anquickbeschickung mit ihrem Chlorsilber auf die vorgeschriebene Weise über 20mal so viel Quecksilber als gewöhnlich durch eiserne Rechen umrühren liessen, vergingen 3 Tage, ehe die Entsilberung des Schliches — und dennoch nicht ganz vollständig — erfolgte. Da nun auch später, meines Wissens, keine Mittheilungen über die wirkliche Ausführung dieses Processes in Amerika erfolgten, so hielt ich die Sache für aufgegeben. Allein durch Hrn. von Tscheffkin, Chef des K. Russisch. Bergingenieurcorps, (s. dessen o. angef. Schrift: über den Gold- und Silberverlust bei

Röstarbeiten, Weimar 1836, S. 4) erfahren wir, dass Hr. Bergingenieur, Obristlieutenant v. Warwinsky, in Jekaterinenburg ein ähnliches Verfahren, um den elektrochemischen Amalgamationsprocess in eine möglichst wirksame Thätigkeit zu setzen, zur Extraction des Goldes angewendet habe. Die Abbildung der angewendeten Amalgamirvorrichtung wird auf Tab. B. der Schrift beigefügt gegeben. Sie besteht ebenfalls in 4 hölzernen Bottichen, in welchen sich eiserne Rührrechen mittelst einer Maschinerie bewegen. S. 21 der angezogenen Schrift wird das Verfahren des Anquickens der Goldschliche folgendermaassen angegeben: In jeden Bottich werden 8 C.F. Wasser und $8\frac{1}{3}$ Ctr. Goldschliche eingetragen. Nachher giesst man 30 Pfd. Quecksilber und $\frac{3}{4}$ Pfd. Schwefelsäure, mit 30 Pfd. Wasser gemengt, hinzu. Dann werden die Rührwerke in Bewegung gebracht und 24 Stunden lang in derselben erhalten. Die übrigen Nacharbeiten folgen sodann wie gewöhnlich. Die Entgoldung der Schliche soll auf diese Weise vollkommen gelingen, und sogar aus Haldenschlichen, welche vermöge der Probe nicht über $\frac{10}{96}$ bis $\frac{15}{96}$ Solotnik Gold in 101 Pud hielten, konnten durch diese Amalgamation noch 2 — 3 Solotnik Gold aus 100 Pud ausgebracht werden. Haldenschliche, welche vermöge der Probe nur $\frac{30}{96}$ Solotnik Gold in 100 Pud halten sollten, gaben durch die Amalgamation 12 Solotnik Gold. Versuche, silberhaltigen Rohstein theils roh, theils geröstet auf ähnliche Weise zu entsilbern, gaben kein gewünschtes Resultat. Bei diesen Mittheilungen entsteht nun die Frage: ob nicht vielleicht die Goldschliche, für sich allein ohne Zusatz von Schwefelsäure angequickt, ein gleiches Ausbringen würden gegeben haben. Auf jeden Fall halte ich es für Pflicht, zur Fortsetzung ähnlicher Versuche in Amalgamirbottichen hier aufzufordern.

b) Im Jahre 1837 wurden auf dem Halsbrückner Amalgamirwerke verschiedene Versuche, die Rückstände von der Amalgamation — welche durchschnittlich $\frac{1}{4}$ bis $\frac{3}{8}$ Loth Silber enthalten — noch völlig zu entsilbern, angestellt. Frühere Versuche, dieselben über den Stossheerd zu verwaschen, fielen nicht nach Wunsch aus.

Man brachte daher einige Centner derselben in einen flachen gusseisernen Kessel, verdünnte sie mit Wasser zu einer dünnen Schlammconsistenz, gab 1 Ctr. Quecksilber in den Kessel und liess sie durch einen eisernen Rührrechen gegen 24 Stunden lang über dem Quecksilber durchrühren. Sie wurden indessen wenig im Gehalte heruntergebracht. Sie enthalten daher wohl das Silber nicht als Amalgam, sondern in einem durch die Röstung noch nicht völlig aufgeschlossenen Zustande als Schwefelsilber.

5) Nachträge zu §. 153—159 des Grundrisses der Hüttenkunde, die Verdichtungsprocesse verflüchtigter Körper betreffend.

a) Es ist auf einigen Hüttenwerken die Frage aufgestellt: ob durch vermehrten Zug mittelst angelegter Flugstaubkammern nicht auch die Fluggestübebildung vermehrt werde? Versuche, im Jahre 1837 auf der Antonshütte angestellt (s. Kalender f. d. s. Berg- und Hüttenmann, 1838, S. 50), schienen diese Frage zu bejahen. Indessen dürfte dieser Zug, wenn er zu stark befunden wird, leicht durch einen in der Esse anzubringenden Schieber zu mässigen sein.

b) Die Condensatoren mit Regenkammern zur Verdichtung des Metallrauches (s. §. 156 des Grundrisses) finden in England vermehrte Anwendung. So fand z. B. Hr. Lieutenant Borrmann einen solchen auf Taylor's Bleihütte zu Mould in Flintshire. Er besteht aus einem 322 Ellen langen Canale mit einer Regenkammer. Der Condensator erweitert sich gegen die Esse an seinem Ausgange in folgenden Dimensionen:

anfänglich	ist er	3 F.	— Z.	8 L.	br. u.	2 F.	— Z.	$8\frac{1}{4}$ L.	h.
sodann	- -	3 -	2 -	9 -	- -	3 -	3 -	9 -	-
ferner	- -	3 -	2 -	9 -	- -	6 -	5 -	4 -	-
näher d. Esse	- -	4 -	10 -	— -	- -	8 -	7 -	— -	-

Die in der Mitte des Canals angebrachte Regenkammer hat im Lichten 16 Fuss Durchmesser und eben so viel Höhe. Die kegelförmige Esse am Ende des Canals

ist 130 Fuss hoch, unten 30 Fuss und oben 13 Fuss weit.

Man rechnet, dass auf dieser Hütte aus den gesammten Niederschlägen in dem Canale, der Regenkammer und Esse jährlich 400 Ctr. Blei wieder gewonnen werden.

Ich würde übrigens rathen, Condensatoren anzulegen, deren Tragepfeiler ebenfalls niedergehende Kammern bildeten. In diesen würden sich feine Dämpfe durch Ruhe niederschlagen.

c) Der von mir im Grundrisse der Hüttenkunde S. 167 nahmhaft gemachte verbesserte Apparat zum Abdestilliren des Quecksilbers, bestehend in einer liegenden cylindrischen Retorte mit Abzugsrohre, ist nun völlig gelungen mit einigen Abänderungen auf dem Amalgamirwerke Gottesbelohnung im Mannsfeldischen eingeführt worden. Man setzt daselbst in die Pfanne der liegenden Retorte 200 Pfd. Silberamalgam zu einer Destillation ein, und destillirt aus demselben das Quecksilber in 12—13 Stunden mit 9—10 C.F. Brennmaterial, nämlich 5 C.F. 570 C.Z. Holzspänen, 1 C.F. 728 C.Z. Braunkohlen und 2 C.F. 637 C.Z. weichen Holzkohlen ab. Es wird in Vergleich mit dem älteren Ausglühen unter cylindrischen Töpfen bedeutend an Brennmaterial erspart, auch ist der Quecksilberverlust geringer bei dieser als bei der ältern Destillirmethode. S. d. meine Abhandlung in Erdm. Journ. I, B. 11, S. 386, nebst einer Abbildung des neuen Destillirofens; auch Winkler in dessen Werke: die europäische Amalgamation, beschreibt S. 118 u. s. f. diesen Apparat und giebt dessen Abbildung auf Tab. II.

d) Unter die Destilliröfen von neuerer Einrichtung ist der Cadmiumofen zum Ausbringen des Cadmiums auf der Lydognahütte in Oberschlesien zu zählen. Man findet denselben beschrieben und abgebildet in Kastner's Archiv II, B. 1, H. 2. Es ist ein kastenförmig länglicher Galeerenofen, 10 Fuss lang, 5 Fuss breit und 6 Fuss hoch, mit einem Rost unten im Kaff, so wie mit Abzugscanälen im Gewölbe versehen. In dem Kaff

(Feuerungsraume) liegen 7 thönerne Röhren von 5 Fuss Länge und 1 Fuss Weite in zwei Reihen über einander, und zwar 4 unten und 3 oben. An der Vorderseite dieser Cylinderretorten sind eben so viele mit eisernen Stöpseln versehene Vorlagröhren zur Aufnahme des Cadmiums angebracht. Die Feuerung dieses Ofens wird mit Steinkohlen betrieben.

Das Cadmiumausbringen selbst wird weiter unten beschrieben werden.

e) Die Zinköfen mit Muffeln (s. S. 164 d. G.) hat man in neueren Zeiten zugleich mit zum Abrösten der Zinkerze (vorzüglich der Gallmeiarten) eingerichtet. Man theilt nämlich zwei neben einander stehenden Muffelöfen eine gemeinschaftliche Seitenmauer zu und stellt in dieser einen Raum her (Röstungsraum), in welchen die Flamme aus zwei Oefen, anstatt sie wie ehedem in der Seitenmauer durch Canäle in die Höhe zu leiten, zum Durchglühen der Gallmeierze geführt wird. Derselbe Raum kann auch zum Durchglühen der einzusetzenden Muffeln gebraucht werden. Blenden lassen sich indessen, da sie lange rösten müssen und dabei des Zutritts frischer Luft bedürfen, in diesen Räumen nicht abrösten. S. über diese Einrichtung Karsten's System der Metallurgie, B. 4, S. 445, nebst Abbildungen Fig. 700—703.

f) Den Schwefelläuterofen (S. 168 d. G.) betreffend, ist zu bemerken, dass durch den Fabrikanten Michel zu Marseille eine ganz neue Art desselben angegeben und zur Ausführung gebracht worden ist. Dieser Läuterungsapparat besteht aus einem über einem Feuerheerde eingemauerten starken gusseisernen Kessel welcher 13—14 Ctr. Rohschwefel aufzunehmen vermag. Der Kessel ist mit einem Ziegelgewölbe übermauert, aus welchem die Schwefeldämpfe in eine grosse, mit einer Klappenesse versehene, ebenfalls gemauerte Verdichtungskammer geleitet worden. Der Schwefel sammelt sich am Boden dieser Kammer und kann durch eine mit einem Hahn versehene Röhrenleitung als Läuterschwefel abgelassen werden. Feuert man gelinde und macht

die Verdichtungskammer noch grösser, so kann man auch mittelst dieses Apparates Schwefelblumen gewinnen. Uebrigens hat die Verdichtungskammer eine durch eine gusseiserne Thüre zu verschliessende Oeffnung, zum Reinigen derselben oder auch zum Herausnehmen der Schwefelblumen. Wenn man zwei Verdichtungskammern anbringt, so kann man in der ersten Läuterschwefel und in der zweiten Schwefelblumen ausbringen. So einfach der angegebene Apparat auch ist, so fragt es sich doch, ob er auch zum Läutern des arsenikalischen Rohschwefels, aus welchem Schwefelarsenik sich in den Helmen und Läuterkrügen sublimirt, anwendbar ist. Es fragt sich bei etwa anzustellenden Versuchen, ob sich vielleicht in dem Obergewölbe der Verdichtungskammer der Schwefelarsenik ebenfalls sublimirt oder mit dem übergetriebenen Schwefel in den Fluss geräth, und in diesem Falle nicht zu scheiden stände. Auf jeden Fall wird man bei dem Gebrauche dieses Läuterofens an Zeit und Brennmaterial ersparen. Das Nähere über denselben s. in Dumas Handbuch der angewandten Chemie, B. 1, S. 197 der Uebersetzung, nebst Abbildung desselben auf Taf. 8, Fig. 3.

6) *Nachträge, die Cementation (§. 160—161 des Grundrisses) betreffend.*

a) S. 458 des Grundrisses der Hüttenkunde gebe ich, vermöge im Kleinen angestellter Versuche, ein Verfahren an, ganz reines Messing, selbst aus unreineren blei- und eisenhaltigen Ofenbrüchen und Erzen, zu bereiten. Da nun seit jener Zeit verschiedene Anfragen an mich von Messingwerken ergangen sind, wie man eine solche Cementation im Grossen einzurichten habe, so theile ich hier die meiner Meinung nach beste Einrichtung eines solchen Cementirofens mit. Man lasse 6—8 Stück Cementirkästen von feuerbeständigem Thon, zu etwa 2 Fuss Länge, 1½ Fuss Breite und 2½ Fuss Höhe, auf die bekannte Art verfertigen. Diese sind nun in einem dem Stahlcementirofen ähnlichen, entweder mit

Flammen- oder Glühefeuer zu betreibenden Feuerheerde aufzustellen. Im Innern dieser Cementirkästen lasse man einen schmalen vorspringenden Rand etwas über der halben Höhe einformen, auf welchen man eine genau einpassende durchlöcherte Thonscheibe, deren Löcher 2 Linien im Durchmesser halten, zu legen hat. Dass die Kästen mit ihren Scheiben vor dem Gebrauche gut gebrannt sein müssen, versteht sich. Um diese Cementirkästen zu beschicken, nehme man nun z. B. ¾ Ctr. gut abgerösteten (selbst bleihaltigen) Ofenbruch, gröblich gepocht, und vermenge diesen mit 15 Pfd. guter Kohlenlösche. Diese Beschickung werde unten in den Cementirkasten gebracht. Nun lege man die Thonplatte auf und belege diese mit ½ Ctr. des besten Kupfers in der Form grober Granalien oder sonst gebrochen oder zerstückt. Darauf werde das Kupfer noch mit einer Kupferplatte und diese mit grobem reinen Sande bedeckt. Die Feuerung muss nun genau so betrieben werden, dass das Kupfer zum starken Rothglühen, aber keineswegs zum Schmelzen, gelangen kann und etwa 12—14 Stunden (welche Zeit zuerst durch Erfahrung genau zu bestimmen ist) in dieser Hitze erhalten wird. So werden die Zinkdämpfe das Kupfer durchdringen und dasselbe in das reinste Messing umändern. Man sieht ein, dass, auf diese Weise operirt, jeder Eisen- oder Bleigehalt des Ofenbruches, oder auch Gallmeies, unten im Cementirkasten mit einem Reste unzersetzter Kohle zurückbleiben muss.

b) Eine neue Art der Eisencementation zur Cementstahlbereitung durch Hülfe des Kohlenwasserstoffgases, so wie des dazu gehörigen Cementirapparates, hat Macintosh (s. Annales des Mines, première Livr. 1834) angegeben. Der Apparat besteht aus einem Röhrenofen, und man kann nur eine oder mehrere Cementirröhren in denselben einlegen. Die gusseisernen Röhren bekommen 5 bis 6 Fuss Länge und gegen 1 Fuss Weite, und werden inwendig mit einem dazu passlichen Thon ausgefüttert. Sie haben an beiden Enden tubulirte Ansätze. Man füllt nun die in einen

Flammenofen eingelegten Röhren mit Eisenstangen, etwa 1 bis 1½ Ctr. auf jede Röhre, bringt die Röhren zum dunkeln Rothglühen und treibt gutes schwefelfreies Steinkohlengas durch Hülfe des einen Tubus im Ansatze fortdauernd allmählich durch. Aus dem entgegengesetzten Tubus entweicht das Gas, welches dem Eisen Kohlenstoff absetzte und wahrscheinlich in einfach Kohlenwasserstoffgas umgeändert worden ist.

In 18 bis 20 Stunden soll sodann der Process, wenn 2 Zoll breite und ½ Zoll starke Eisenstäbe eingelegt wurden, beendigt sein.

Dass früher schon Colquhoun auf ähnliche Weise Stahl im Kleinen bereitet hat, habe ich, nach Kastner's Archiv für Naturlehre Bd. 1, H. 1, in meinem Grundrisse der Hüttenkunde S. 416 angeführt. Der Stahl des Macintosh soll von der Güte des besten Blasenstahles sein und auch zur Gussstahlbereitung sich eignen.

7) *Die Siedewerksprocesse (S. 172 §. 162 d. G.) betreffende Nachträge.*

a) Die Concentration der armen Alaunlaugen durch Dornengradirung, s. S. 175, welche ich zuerst vor einigen Jahrzehnten auf dem Alaunwerke Schwemmsal versuchen liess, ist seitdem auf mehreren Alaun- und Vitriolwerken mit Vortheil angewendet worden. Ueber diese Gradirung auf dem Alaunwerke Muskau s. meine Bemerkungen in Erdm. Journ. I, B. 13, S. 144. Die Alaunlaugen werden durch diesen Process nicht allein concentrirt, sondern auch vom Gyps und Eisenoxydul zum Theil befreit. Mit Ausnahme von Eisenvitriollaugen können alle übrigen Arten von Vitriollaugen, ferner Amalgamir- und andere Salzlaugen auf eben diese Weise concentrirt werden. Bei den Gradirungen erwähne ich noch der neuen französischen Methode, durch Strickgradirung heisse Gutsoole, Salz zu soggen; s. Dumas Handbuch der angewandten Chemie, B. 2, S. 474 der Uebersetzung von Alex und Engelhardt.

b) Wie die Verwitterungshalden der Alaun-

und Vitriolerze am besten anzulegen sind, habe ich S. 140 u. ff. des eben angeführten Erdm. Journal angegeben.

c) Die von mir im Grundrisse der Hüttenkunde S. 180 kurz berührte Versiedung der Alaun- und Vitriollaugen in steinernen Siedepfannen durch Reverberirfeuer ist seitdem auf mehreren Siedewerken zur Ausführung gekommen. So z. B. traf ich dieselbe auf dem Alaunwerke Tschermig vor einigen Jahren im besten Gange. Man hatte nicht allein die bedeutende Ausgabe für Bleipfannen, sondern auch etwas an Feuerungsmaterial (Braunkohlen) erspart. Die Hauptsache bei der Anlage einer solchen Pfanne ist ein haltbares Material zu deren Erbauung, entweder ein fester Thonsandstein oder künstlich bereitete bis, zur anfangenden Verglasung gebrannte dichte Ziegel, welche Materialien gehörig passend zugehauen oder geformt durch Wassercement zu verbinden sind. Ausserdem muss die steinerne Pfanne mit fest eingerammeltem, nicht reissbaren Thon umgeben werden. Wenn dergleichen Pfannen, wie ich in Tshermig in Erfahrung brachte, auch anfänglich ein wenig Lauge durchsickern lassen, so verziehen sich doch bei längerem Gebrauche die Fugen. In Dumas Handbuch der angewandten Chemie, B. 3, S. 94 haben die Herren Alex und Engelhardt eine solche auf dem schottischen Vitriolwerke Huelet umgehende Steinpfanne beschrieben und auf Tab. 38 abbilden lassen.

d) Wo man in Bleipfannen arbeitet, ist es zur Beschleunigung der Verdunstung und zur Ersparung an Brennmaterial zweckmässig befunden worden, die Bleipfanne zu überwölben und dieselbe zwar von unten zu heizen, aber die dem Feuerraum entströmende heisse Luft unter dem Gewölbe weg über die in der Pfanne siedende Lauge in eine Esse zu leiten.

Alle diese Versiedungen durch Flammenfeuer erfordern ein Brennmaterial, welches nicht viel Flugasche giebt; auch muss man Sorge tragen, dass das Brennmaterial russfrei verbrennt. Ausserdem verunreinigt

man sich die Laugen. Gegen die Flugasche kann man sich einigermaassen durch eine, so viel zulässig, hohe Brücke am Eintrittsraume der Flamme über die Pfanne sichern.

8) Die Metallscheidungsapparate auf nassem Wege (s. S. 183, §. 169) betreffenden neuen Einrichtungen.

a) Der nach d'Arcet durch die Herren Guichard und Legender in Paris hergestellte sehr vollkommen eingerichtete Goldscheidungsapparat mittelst der Platinkessel. Man findet denselben nach dem Recueil industrie beschrieben und abgebildet in Erdm. Journ. I, B. 4, S. 411 u. ff. Besonders zweckmässig sind bei diesem Apparate die Vorrichtungen zur Condensirung und Absorption der ausserdem beschwerlich fallenden schwefel- und schweflichtsauren Dämpfe, welche dadurch im Gegentheil noch zu benutzen stehen.

b) Eine sehr bedeutende Kostenersparung bei dem Goldscheidungsprocesse durch Schwefelsäure verdanken wir Herrn R. Hempel in Oranienburg durch die Einführungen gusseiserner Scheidekessel anstatt der Platinkessel. Wenn auch dieses Verfahren anfänglich als unausführbar betrachtet wurde, so hat Hempel durch die Einführung desselben in Oranienburg, so wie in den österreichischen Staaten und an mehreren Orten alle gegen dasselbe bestehenden Vorurtheile widerlegt; auch ist es nicht nöthig, wie Hr. D. Jordan in Clausthal, s. dessen Abhandlung über die Scheidung des Goldes durch Schwefelsäure in gusseisernen Geschirren in Erdm. Journ. II, B. 9, S. 49 u. ff., vorschlägt: den Process in gussseisernen grossen Gefässen anzufangen und in kleinen Platin- oder gar Goldgefässen zu beendigen. Hr. Hempel ging bei seinem so thätigen Unternehmen, eiserne Geschirre zu der in Rede stehenden Scheidung einzuführen, von dem chemischen Grundsatze aus, dass vermöge der elektrischen Verhältnisse kein merklicher Angriff des Eisens durch

concentrirte Schwefelsäure erfolgen könne, indem das Eisen in Berührung mit dieser Säure negativ elektrisch wird, und daher zum ebenfalls negativ elektrischen Sauerstoff keine Anziehung äussert. Ueber diese neue Raffinirmethode sehe man unter andern nach: **Weber's** Zeitschrift für Gewerbtreibende B. 4, S. 475.

c) Von einer neuen Art der Einrichtung ist der seit einigen Jahren in Petersburg zu der **Platinscheidung aus rohen Platina** vorgerichtete Apparat. Man bearbeitete anfänglich die Platina mit Platinscheidewasser in gläsernen Retorten mit Vorlagen und fing dadurch etwas von Säure wieder auf. Der geringe Ausfall an wiedergewonnener schwacher Säure und die Unbequemlichkeit der Arbeit, so wie das nicht ganz zu vermeidende Zerspringen einiger Retorten gab Veranlassung zu folgender Vorrichtung. In einem grossen Sandbade werden 30 bis 40 **Porzellanschaalen** von 30 bis 35 Pfd. Wasserinhalt aufgestellt und in diesen wird ohne Berücksichtigung der verdampfenden Säure die Zersetzung der Platina unternommen. Das ganze Sandbad steht unter einem mit Abzugsöffnungen versehenen Mantel, der von allen 4 Seiten mit verschiebbaren gläsernen Fenstern verschlossen werden kann. So werden die Dämpfe abgeleitet; man kann von Zeit zu Zeit den Inhalt der Schaalen aufrühren und den Process von allen Seiten leicht übersehen. Der geringe Preis der Mineralsäuren in neueren Zeiten erlaubt die Nichtberücksichtigung der verloren gehenden Salpeter- und Salzsäure; ausserdem könnte man noch die Abzugsröhren des Mantels durch ein Paar mit Porzellantafeln inwendig belegte Verdichtungskammern treten lassen. Da bei dem Petersburger Apparate über den Schaalen die atmosphärische Luft stets Zugang hat, so würde durch diese das sich entwickelnde Salpeteroxydgas, ohne den von mir zur Wiedererzeugung der Salpetersäure vorgeschlagenen Apparat (s. meine **Erfahrungen im Gebiete der Chemie und Hüttenkunde**, Weimar 1816) anzuwenden, oxydirt.

9) Neue hüttenmännische Operationen, welche noch einer weiteren Bearbeitung bedürfen.

a) Die Concentration des armen Werkbleies durch Krystallisation. Diese neue Concentrationsoperation ist durch den englischen Ingenieur Pattinson versucht und vorgeschlagen worden. Er bringt nämlich armes Werkblei zuerst in völligen Fluss und lässt dann dasselbe unter stetem Umrühren langsam erkalten, so schlagen sich krystallinische Massen von silberärmern Blei nieder, welche durch einen Schaumlöffel von dem länger flüssigbleibenden silberreichern Blei zu trennen sind. So wurden 60 Ctr. 1löthiges Silber durch die erste Schmelzung und Krystallisation zerlegt in 40 Ctr. krystallinisches ausgeschöpftes zu 0,45 Loth und in 20 Ctr. flüssig gebliebenes zu 2,01 Loth Silbergehalt, und letztere wurden durch Wiederholung des Verfahrens in 10 Ctr. 0,9löthiges und in eben so viel 3,03löthiges zerlegt. Man sehe über diesen Process nach: Le Play in den Annales des Minés, troisième Serie 1836, pag. 381. Nach ihm soll derselbe bereits mit gutem Erfolge und Kostenersparung in Vergleich mit dem gewöhnlichen Abtreiben durch John Taylor in der Hütte zu Bagillhall in Flintshire ausgeführt worden sein. Bei mehreren im Jahre 1838 auf den Freiberger Hütten angestellten Versuchen mit einmärkigem Werkblei fand es sich, dass der Unterschied der Gehalte der getrennten Werkbleisorten zu geringe war, als dass wir von dieser Trennungsmethode hätten Vortheil ziehen können, s. Kalender f. d. sächs. Berg- und Hüttenmann, 1839, S. 108.

b) Die Reinigung leichtflüssiger Metalle durch Filtration habe ich zuerst im Anfange dieses Jahres (1838) nicht ohne günstigen Erfolg versucht. Ich ging bei dieser neuen Reinigungsmethode von der Erfahrung aus, dass sich in leichtflüssigen Metalllegirungen in einem Uebermaass des Lösungsmittels krystallinisch in stöchiometrischen Verhältnissen gemischte zwei- und mehrfache Verbindungen mechanisch eingemengt finden, und bei

der Schmelzung einer solchen Legirung in letzterer sich bei mässiger Feuerung schwimmend erhalten. Ich filtrirte daher dergleichen Legirungen durch gröblich gepochten erhitzten Quarz und erhielt unter andern: aus Blei mit 5 p.C. Antimon und eben so viel Arsenik, gereinigtes Blei mit 0,5 Arsenik und 1,2 Antimon; aus Wismuth von 10 p.C. Arsenikgehalt bis auf 1,5 p.C. gereinigtes Wismuth, und aus Zink von 10 p.C. Eisengehalt ein bis auf 1,3 p.C. gereinigtes Zink durch eine einzige Filtration; s. meine Mittheilung dieser ersten Versuche in Erdmann's Journal II, B. 13, H. 4, S. 238.

Endlich erwähne ich noch, diesen Abschnitt schliessend:

c) das projectirte Ausbringen des Silbers ohne Amalgamation und Schmelzen durch den elektrochemischen Process nach Becquerel.

Die bis jetzt noch unvollkommenen Nachrichten, welche mir über diesen neuen Process zu Theil wurden, finden sich nach französischen Blättern in Dingler's polytechnischem Journal, B. 60, S. 76 und B. 69, S. 165. Becquerel ist seinem Wunsche gemäss durch das königl. Oberhüttenamt in Freiberg mit verschiedenen Arten unserer Silbererze versorgt worden, und wir sehen daher seinen Vorschlägen zur wirklichen praktischen Ausführung seiner neuen Scheidungsmethode mit Verlangen entgegen.

Zweite Abtheilung.

Nachträge zum zweiten applicativen Theile der Hüttenkunde.

I. Zugutemachen der Golderze.

S. 189 – 200.

1. Gehalte der Golderze und des gediegen Goldes.

(§. 173 und 174 des Grundrisses der Hüttenkunde.)

a) Ueber den Goldgehalt des Sandes an der Salairischen Bergkette (Goldgebirge) im Kolywan'schen Bergdistrict finden sich neuere Angaben in Karsten's Archiv für Geognosie u. s. w., B. 5, H. 2, S. 496. Es wird daselbst angegeben:

Goldgehalt des Sandes am Flusse Kamennouohka:
in 100 Pud $1\frac{1}{4}$—$1\frac{2}{3}$ Solotnik *).

- - - am Flusse Suengo:
in 100 Pud $\frac{1}{2}$—$4\frac{1}{2}$ Solotnik.

- - - in den Schluchten des Flusses Our:
in 100 Pud $\frac{10}{96}$— $1\frac{1}{4}$ Solotnik.

- - - in den Schluchten der Kopenaja in zertrümmerten Lagern von Quarz und Kalkstein:
in 100 Pud $\frac{7}{96}$— $1\frac{1}{4}$ Solotnik an einigen Stellen $2\frac{1}{2}$ und selten gegen 30 Solotnik. Im Jahre 1830 hat dieses Lager 21 Pfd. Gold geliefert.

*) 1 Pud = 40 Pfd.; 1 Pfd. = 32 Loth; 1 Loth = 3 Solotnik.

Der Sand am Flusse **Soupharinka** in 100 Pud		½ bis 2 Solotnik.
- - - - **Pychtyline** in 100 Pud		5 - 8
		96 Solotnik.

b) Ueber den Gehalt des silberhaltigen **gediegen Goldes** hat **Boussingault** schätzbare Untersuchungen angestellt. Nach ihm (s. Ann. d. Ch. et de Ph., T. 34, p. 408) enthält:

Gediegen Gold von Marmato:	Au	73,45,	Ag	26,48
- - - Titiribi:	-	74,00,	-	26,00
- - - Malpaso:	-	88,24,	-	11,76
- - - Rio-Sucio:	-	88,24,	-	11,76
- - - Otra Mina:	-	75,40,	-	26,60
- - - Guamo:	-	75,40,	-	26,60
- - - Llano:	-	88,58,	-	11,42
- - - La Baja:	-	88,15,	-	11,85
- - - Ojas Anchos:	-	84,50,	-	15,50
- - - Trinidad:	-	82,50,	-	17,50
- - - Siebenbürgen:	-	64,52,	-	35,48
Güldisch Silber v. Schlangenberge:	-	28,00,	-	72,00

Heinrich Rose hat neuerlich mit gewohnter Genauigkeit mehrere Varietäten von silberhaltigem Golde untersucht und uns folgende Resultate seiner Prüfungen mitgetheilt:

Gold von **Schaitansk** geschmolzen in der Katharinenburger Münze	Au	95,0	Ag	4,8	Fe	0,2
- aus dem Sande von **Boruschka**	-	94,4	-	5,2	-	0,4
- von **Bilimbajewsk** geschmolzen	-	93,5	-	6,4	-	0,1
- aus dem Sande von **Perwa Palowsk**	-	92,6	-	7,1	-	0,4
- von **Karlensky** ausgeschmolzen	-	91,9	-	8,0	-	0,1

- - Usalcy, ausgeschmolzen	Au	91,4	Ag	8,5	Fe	0,1
- - Kuschwa, desgleichen	-	90,3	-	9,6	-	0,1
- aus dem Sande von Czarewo bei Minsk	-	89,4	-	10,6	-	—
- von Bisortsk	-	88,7	-	11,3	-	—
- - Boruschka bei Nischnei Tagilsk	-	87,3	-	12,3	-	0,4
- aus dem Sande von Petropalowsk	-	86,5	-	13,2	-	0,3
- - dem Sande von Boruschka	-	83,9	-	16,1	-	—
- - dem Sande von Schabrowsk	-	98,96	-	0,16	Fe Cu	0,5 0,3
- v. d. Grube St. Barbara b. Fusen in Siebenbürgen	-	85,1	-	14,7	Fe	0,2
- - Vöröspatack in Siebenbürgen	-	61,3	-	38,7	-	—

Rose zieht aus vorstehenden Resultaten den Schluss, dass das Gold mit dem Silber nicht, wie Boussingault annimmt, in stöchiometrischen, sondern in ganz abweichenden Proportionen in der Natur vorkomme.

2) *Aufbereitung der Golderze.*
(§. 176. 177.)

Eine sehr zweckmässig eingerichtete Aufbereitungsvorrichtung der Jekaterinenburgischen Goldgeschicke hat v. Tscheffkin in seiner bereits weiter oben angeführten Schrift: über den Gold- und Silberverlust bei dem Rösten u. s. w. beschrieben und durch eine Abbildung auf Tab. A. erläutert.

Das Gold findet sich im den Jekaterinenburgischen Goldwerken theils in Ganggestein, theils in Sandlagern. Die mehrentheils quarzigen Gangarten werden nass ge-

pocht und sodann mittelst der mit einem besondern Rührwerke versehenen Waschmaschine aufbereitet. 1000 Pud Haldenschliche, welche durch das früher gebräuchliche gewöhnliche Verwaschen nur auf $\frac{10}{96}$ — $\frac{30}{96}$ Sol. Gold in 100 Pud concentrirt werden konnten, geben, durch die neue Maschine aufbereitet, 15 Sol. Gold in 100 Pud Pochtrogschlich; 3⅓ Sol. in 100 P. Gerinnschlich; $\frac{24}{96}$ Sol. in 100 P. Sumpftrogschlich und $\frac{5}{96}$ Sol. noch in dem Sumpfschlich. Auch bei der Aufbereitung dieser Art erhält man zu Beresowsk aus Erzen, deren Durchschnittsgehalt 2¾ Sol. Gold in 100 Pud Erz ist, von 1000 Pud Erz 65 Pud concentrirten Schlich, der nachher zur Amalgamation kommt. Es wird das Haufwerk durchschnittlich bis auf $\frac{1}{16}$ seines Volumens concentrirt. In 24 Stunden werden 330 Pud = 100 Ctr. Erz aufbereitet, und in Vergleichung mit früherer Aufbereitung werden auf 1000 Pud Erz 49 Arbeiterschichten erspart.

Diesemnach verdient die neue Aufbereitungsmaschine alle Beachtung der Goldhüttenleute.

3) *Amalgamation der Golderze.*
(§. 179.)

Von der gewöhnlichen Einrichtung der Goldamalgamirwerke abweichend ist diejenige, über welche uns Villeneuve in den Annales des Mines V, p. 181 u. ff. Nachricht ertheilt. Sie findet sich im Thale Ossola am Abfalle der Walliser Alpen in Ausübung. Die Erze sind güldischer Schwefelkies, zuweilen Blende und Bleiglanz einbrechend. Der Gehalt derselben ist durchschnittlich 1¼löthig und wird durch gegen 200 kleine Amalgamirmühlen ausgebracht. Diese liefern jährlich 120 Kilogramm = ungefähr 511 M. Gold zu 445,300 Franken Werth, wobei die Gewinnungs- und Ausbringungskosten 374,500 Francs betragen.

Folgendes ist im Auszuge eine kurze Uebersicht der Bearbeitung der Erze:

a) Das gewonnene Erz wird ausgeschlagen, geklaubt und an die Amalgamirmühlen abgeliefert. Jede Amalgamirmühle enthält eine Erzmühle und 4 kleine Anquickmühlen.

b) In der Erzmühle von gewöhnlicher Einrichtung,

deren Laufer und Bodenstein von Granit ist, wird das Erz gröblich zu Schrot gemahlen.

c) Nun kommt das Schrot in die Anquickmühlen. Diese sind Nassmühlen mit einem concaven Bodensteine und einem unten convexen Laufer, jeder 2 Fuss breit. Der Bodenstein ist 9 Zoll stark. Das Mahlwerk bewegt sich in einem 4 Fuss hohen cylindrischen Fasse. In jede Mühle kommen 60 Pfd. Schrot mit dem nöthigen Wasser, und wenn das Schrot fein ist, wird das nöthige Quecksilber hinzugegossen. Schroten und Anquicken dauert 24 Stunden.

d) Die übrigen Arbeiten bestehen wie gewöhnlich in Verdünnen des Quickbreies, Ablassen des Amalgams und Verwaschen, Abpressen des überflüssigen Quecksilbers durch Leder, Abdestilliren des Quecksilbers und Einschmelzen des Tellergoldes. Man rechnet (und das ist sehr viel) 25 p.C. Quecksilberverlust. Dieser grosse Quecksilberverlust dürfte auf eine zweifache Weise erfolgen, nämlich es wird angegeben, dass man auf 60 Pfd. Erz nur 8 Unzen Quecksilber zum Anquicken nimmt, und das ist wohl zu wenig. Da nun ferner der Quickbrei durch einen Laufer umgerührt wird, so mag auf diese Weise viel zerschlagenes Quecksilber entstehen.

4) *Das Ausbringen des Goldes aus Palladgold.*

Diese neue Art des Goldausbringens ist zuerst seit dem Jahre 1834 in Ausübung gebracht worden, und ich verdanke die Kenntniss desselben Hrn. Johnson in London, welcher daselbst die Aufsicht über dieses Geschäft nach seiner Angabe führt.

Es ist dieses Goldausbringen um so interessanter, als mit demselben zugleich die Ausscheidung einer bedeutenden Menge Pallad in Verbindung steht.

Das durch den sogleich näher anzugebenden Process auszubringende Gold und Pallad wird aus einem Erze, Zacotinga genannt, zuerst als Palladgolderz dargestellt und kommt von der Grube Gorgo Soco in Brasilien. Das Palladgolderz liegt eingesprengt in einem Lager von mürbem feinblättrigem Eisenglanz und kommt

am gewöhnlichsten nesterweise in demselben vor. Es wird aus dem Eisenglanze durch das Verwaschen ausgezogen. Es erscheint theils pulverig, theils in rundlichen Körnern von dunkelbrauner Farbe und enthält eingemengtes dunkelfarbig metallisches Palladgold in rundlichen Körnern und Blättchen. Das dunkelbraune, das gediegen Metall umhüllende, Pulver ist Palladoxyd, wie schon Hr. Johnson angab und ich durch chemische Prüfung bestätigt fand. Das in Arbeit zu nehmende Palladgold enthält 9 Pfenniggewicht in 1 Pfd. = 240 Pfenniggewicht, d. i. gegen 4 p.C. feines Gold. Der Zugutemachungsprocess des ausgewaschenen Palladgoldes ist nun folgender:

a) Man vermengt 1 Gewichtstheil desselben mit 2½ Gewichstheil Feinsilber und schmelzt das Gemenge, mit etwas Borax und Salpeter bedeckt, in feuerfesten Tiegeln ein, wodurch, indem sich eine Legirung aus Gold, Pallad und Silber bildet, dem Erze anhängende erdige Theile verschlackt werden. In jedem Tiegel beschickt man 6 Pfd. Palladgold und 15 Pfd. Silber.

b) Die in eiserne Formen zu Barren ausgegossene Legirung wird nochmals eingeschmolzen und granulirt.

c) Nun folgt die Scheidung der Legirung zuerst mit schwacher und sodann mit concentrirter Salpetersäure wie bei der Quartscheidung. Pallad und Silber lösen sich auf und das Gold bleibt zurück.

d) Letzteres wird eingeschmolzen und nahe an völliger Feine zur Münze abgeliefert.

e) Aus der gewonnenen Solution wird das Silber durch Kochsalzlösung als Chlorsilber gefällt.

f) Das gut ausgesüsste Chlorsilber wird mit verdünnter Schwefelsäure in Porzellangefässen erwärmt und durch granulirtes Zink wird unter stetem Umrühren das Silber metallisch gefällt. Ich habe vorgeschlagen, die überstehende zinkhaltige Solution auf Zinkvitriol zu benutzen.

g) Die vom Chlorsilber abgegossene Palladsolution nebst dem Aussüsswasser von f) werden nun ebenfalls durch eingestellte Zinkstäbe praecipitirt, und das nie-

dergefallene gut ausgewaschene Pallad löst man so in Salpetersäure auf, dass eine gesättigte Solution sich bildet.

h) Es wird ferner nun das salpetersaure Pallad mit Aetzammoniak im Uebermaass versetzt, wobei das zuerst niedergefallene Palladoxyd sich bis auf einen kleinen Antheil Eisenoxyd wieder auflöst.

i) Die geklärte Solution h) übersättigt man ein wenig mit reiner Salzsäure, und es fällt der gesammte Palladgehalt als Palladsalmiak nieder. In der überstehenden Flüssigkeit bleibt ein kleiner Antheil Pallad nebst etwas Kupfer aufgelöst. Endlich wird

k) der mit kaltem Wasser ausgesüsste und getrocknete Palladsalmiak durch Rothglühhitze zerlegt, wonach Palladschwamm zurückbleibt, welcher durch Glühen und Schweissen zu Stäben, Blechen u. d. m. ausgearbeitet werden kann.

Das Pallad wird in London häufig mit 20 p.C. Silber legirt und zur Herstellung von Scalen für Sextanten und andere astronomische Instrumente, wie auch zu Drath und Blech für Zahnärzte u. d. m. gebraucht. Giebt man dem Stahl einen Palladzusatz, so wird derselbe härter und elastischer. Der Uhrmacher Bennet bereitet ferner eine Legirung aus 24 Pallad, 44 Silber, 72 Gold und 92 Kupfer, welche er zu Zapfenlagern für Chronometer gebraucht.

Vermöge der mir zugekommenen Nachricht beträgt das jährliche Goldausbringen von diesem Process 2500 Pfd.

Das Weitere über dieses Ausbringen des Goldes und Pallads s. nach Johnson, nebst Anmerkungen und einigen von mir mitgetheilten Untersuchungen, in Erdm. Journ. II, B. 11, S. 309.

II. Das Zugutemachen des Platinerzes.

Es ist nun kaum ein Jahrhundert verflossen, seitdem wir mit der rohen Platina (Platinerz), durch Ulloa in Südamerika aufgefunden und durch Wood zuerst nach Europa gebracht, bekannt wurden. Fast ein halbes Jahrhundert lang blieb dieses metallische Fossil ein

Gegenstand wissenschaftlicher Untersuchungen, und noch als Graf v. Sickingen 1782 seinen Versuch über die Platina herausgab, hielt man die Platina für ein einfaches Metall. Zuerst 1803 wurden wir durch Tennant's und Wollaston's Untersuchung mit der chemischen Mischung des Platinerzes bekannt, auch hatten Einige, wie z. B. Achard in Berlin, bereits die technische Bearbeitung der Platina durch Arsenik, Phosphor, Quecksilber u. d. m. theils versucht, theils ausgeführt. Immer aber blieb noch die Benutzung der amerikanischen Platina, von welcher man, wie Einige angeben, eine beträchtliche Menge, um ihren Missbrauch zur Goldverfälschung zu verhüten, soll verschüttet haben, auf die Werkstätte einiger Metallkünstler beschränkt, und erst seitdem man im Jahre 1819 die Platina in Goldwäschen am Ural auffand und Wollaston das Kaltschweissen des Platins lehrte, ist sie ein Gegenstand berg- und hüttenmännischer Arbeiten geworden, und man kann mit Recht das Zugutemachen derselben unter den Hüttenprocessen aufstellen. In Petersburg waren bis zum Jahre 1834 bereits gegen 500 Pud, d. i. gegen 200 Ctr. Platin aus uralischer Platina ausgebracht, und noch immer ist die Production dieses Metalles in Russland im Steigen. Nicht allein, dass man dasselbe zu Gefässen, Blechen, Dräthen u. s. w. ausarbeitet, sondern es wird nun auch seit mehreren Jahren vermünzt und hat sich im Werthe zwischen Gold und Silber, = dem fünffachen Silberwerthe gestellt.

1) Platingeschicke und Platinerz.

Da wir bis jetzt nur geringe Kenntnisse von den Urlagerstätten der Platina besitzen, so findet noch kein eigentlicher Platinbergbau statt, sondern es beschränkt sich die Gewinnung des Platinerzes auf Aushalten und Scheiden durch Waschen aus Geröllen, Geschieben und aus dem Grus und Sand zerstörter und aufgelöster Gebirgsmassen.

Ueber das Vorkommen des Platinerzes am Ural berichtet uns v. Humbold unter andern Folgendes: Man

findet dasselbe eine gute Strecke östlich an der Wasserscheide auf dem europäischen Abhange des Urals da, wo die Gewässer der Ulka bei Suchol, Wisnin und Martiom sich vereinigen. Die Platinakörner sind oft in Chromeisen eingeschlossen. Die Platinwäschen zu Nischnei-Tagilsk verwaschen einen Sand, der so reich ist, dass 4000 Pfd. Sand 10 Loth, ja bis 1 Mark Platina geben, indessen die so goldreichen Gerölle bei Vilkui und andere Goldwäschen nur $\frac{1}{2}$—$\frac{3}{4}$ Loth aus 4000 Pfd. geben. Berzelius (s. dessen Lehrbuch der Chemie, B. 2, S. 169 der Uebersetzung) bezeichnet den amerikanischen Platinsand als ein Gemenge von eigentlicher Platina von gegen 17,7 spec. Gewicht, schwerern Körnern von Osmirid, Körnern von gediegenem Golde, von Titan- und Chromeisenstein, kleinen Hyacinthen und anderen Steinkörnern. Güldischem Platinsande entzieht man durch Amalgamation zuerst das Gold und concentrirt ihn sodann weiter auf Platinschlich. Neuere Untersuchungen der Varietäten der aufbereiteten Platinerze haben uns folgende Bestandtheile derselben kennen gelernt:

Nach Berzelius (s. Poggendorff's Annalen B. 13, St. 1, No. 8 und 9) enthalten 100 Platinerz:

a) v. Nischnei-Tagilsk, b) ebendaher, c) v. Goroblagodat, d) v. Barbacaos.
unmagnetische Körner, magnetische Körner

	a)	b)	c)	d)
Platin	78,91	73,58	86,5	81,30
Irid	4,97	2,35	—	1,16
Pallad	0,28	0,30	1,10	1,06
Rhod	0,86	1,15	1,5	3,16
Eisen	11,04	12,98	8,32	5,31
Osmirid	1,96 m. Sand	2,30 Osmir.	1,10	1,03
	Kupfer	5,20	015	0,71
			Quarz	0,60
			Kalk	0,12

Nach Svanberg (s. Poggendorff's Annalen B. 36, St. 3.)

a) Platinerz v. Choco, b) von Pinto.

	a)	b)
Platin	86,16	84,34
Irid	1,09	2,58

Diesen Untersuchungen zufolge weicht das stö-

Rhod	2,10	3,13
Pallad	0,35	1,66
Osm	0,97	0,19
Eisen	8,03	7,52
Kupfer	0,40	0,32
Mangan	0,10	0,31
Osmirid	1,91	1,56

chiometrische Mischungsverhältniss der Platinerze doch so bedeutend ab, dass sie vielleicht als eigenthümliche Species, u. nicht als blosse Varietäten zu betrachten sind.

In einem noch problematischen Fahlerze vom Guadalcanal in Spanien fand Vauquelin 1—10 p.C. Platin. Von solchem Erze erhielt ich durch den verstorbenen O.-B.-H. v. Trebra ebenfalls Proben, und dessen Untersuchung bestätigte mir einen Platingehalt von 7 p.C. Seit jenen Untersuchungen haben wir keine bestätigenden Nachrichten über das Vorkommen und den Platingehalt dieses Erzes erhalten.

Ein von Plattner und mir (s. Erdm. Journ. I, B. 18, S. 353) untersuchtes Ganggolderz durch Hrn. v. Brant aus Brasilien von Villa Rica Hrn. Plattner übergeben, enthielt in Eisenglanz u. Magneteisenstein Gold u. Platinerz eingemengt. 100 Theile des aus diesem Erze ausgeschmolzenen Metalls gaben: Gold 52,95, Platin 30,60, Silber 9,52, Irid 1,42 und Spuren von Osm., Eisen, Rhod und Pallad.

2) *Probiren der Platinerze.*

Es kann dasselbe nur auf dem nassen Wege mit Sicherheit unternommen werden. Hat man irgend ein unaufbereitetes oder aufbereitetes Platinerz oder eine künstliche Platinlegirung qualitativ auf Platin zu probiren, so wird die gehörig fein zertheilte Substanz mit 8 — 12 Theilen Platinscheidewasser, aus 3 Theilen der stärksten Salzsäure und 1 Theil rauchender Salpetersäure gemengt, 10 bis 12 Stunden lang im gelinden Sieden erhalten, die digerirte Masse mit Wasser verdünnt und filtrirt. Das Filtrat wird nahe bis zum Trocknen, um die überflüssige Säure zu verjagen, eingedampft, wieder mit Wasser verdünnt und mit Salmiaklösung versetzt. Je nachdem sich in der probirten Substanz mehr

oder weniger Irid mit aufgelöst findet, erhält man nun einen dunkel oder licht ziegelfarbenen Niederschlag; und einen citrongelben, wenn kein Irid vorhanden ist. So habe ich den Platingehalt noch deutlich in einem mir kürzlich übersendeten platinhaltigen Golderze vom Beresowskischen Bergwerke, welches in 100 Pud $1\frac{1}{2}$ Sol. Gold und 2 Sol. Platin enthielt, aufgefunden. Meine Methode, den Platingehalt der Platinerze qualitativ zu bestimmen, ist folgende: Wenn zuerst, wie eben angegeben wurde, die Irid- und andere Metalle haltende Platinauflösung bereitet worden ist, so wiege ich, wenn z. B. 1 Probircentner Erz zum Probiren genommen wurde, eben so viel Blattplatin ab, trage dieses in die in eine Abdampfschaale gegossene Platinsolution und siede letztere mit ihrem Zusatze gelinde bis auf $\frac{1}{10}$ bis $\frac{1}{12}$ ihres Volumens ein, so schlägt das sich auflösende Platin allmählich das Irid als schwarzen Staub nieder, und die von diesem abfiltrirte Platinsolution giebt nun mit Salmiak reinen gelben Platinsalmiak als Niederschlag, welcher abfiltrirt, mit Weingeist ausgesüsst, getrocknet und bis zu Platinschwamm ausgeglühet wird. Von dem Gewichte des letztern ist sodann der Gewichtsverlust an Blattplatin, zur Fällung in die Auflösung getreten, abzuziehen. Bei dieser Probe dient es zum Anhalten, dass 100 Gewichtstheile Platinsalmiak 44,32 G.-Th. Platinschwamm liefern. Man sehe über diese meine Scheidungsmethode des Irids nach: Erdm. Journ. I, B. 11, S. 1, ff.

3) *Das Zugutemachen des Platinerzes in Petersburg.* *)

Es erfolgt diese Bearbeitung des Platinerzes im Grossen zu Petersburg im Laboratorio des Bergcorps mittelst des S. 82 beschriebenen Apparates auf nachstehende Weise:

a) Von dem angelieferten uralischen Platinerze wird

*) Nach Hrn. Obrist v. Sobolewsky, welcher uns bei seiner Durchreise durch Freiberg die Hauptdata über diesen, durch ihn grösstentheils eingeführten Process schriftlich mittheilte. S. auch Poggendorff's Annalen, B. 33, S. 99.

zuerst die Kläre abgesiebt und die gröbern Körner werden in einem eisernen Mörser zerfletscht und gesiebt.

b) Das mechanisch zertheilte Erz kommt nun zur Scheidung mittelst eines Platinscheidewassers aus 3 Theilen Salzsäure von 1,195 und 1 Theil Salpetersäure von 1,300 spec. Gewicht.

In jede Porzellanschaale im Sandbade kommen in der Regel 3 bis 4 Pfd. Platinerz und 15 bis 20 Pfd. Säure, und so kann durchschnittlich 1 Ctr. des Erzes auf 1 Sandbad mit 30 Schaalen in Arbeit genommen werden. Die Digestion selbst wird so lange fortgesetzt, bis keine braunrothen Dämpfe von salpetriger Säure mehr wahrgenommen werden, wozu 8 bis 10 Stunden Zeit erforderlich sind. Die entstandene Auflösung enthält noch einen Ueberschuss an Salzsäure, welches nöthig ist, wenn bei der Fällung des Platins der grössere Theil des Irids, so wie anderes Chlorgemische in der Auflösung zurückbleiben sollen.

c) Die bereitete rohe Platinauflösung wird nun, um das zurückgebliebene Osmirid zu trennen, durch Ruhe sedimentirt und später die geklärte Flüssigkeit in grosse Zuckergläser abgegossen und mit so viel Salmiakauflösung, als diese noch Niederschlag giebt, versetzt.

d) Nach der Sedimentirung des Platinsalmiaks wird die Mutterlauge abgegossen und für sich aufbewahrt. Das Sediment wird zu wiederholten Malen mit kaltem Wasser ausgewaschen und das davon erhaltene Waschwasser ebenfalls aufgehoben.

e) Der auf diese Weise iridfrei *) erhaltene Platinsalmiak wird nun getrocknet und in Platinschaalen zu Platinschwamm gelinde ausgeglühet **).

f) Die Mutterlauge von d) wird in Glasretorten bis auf $\frac{1}{12}$ eingedampft. Sie lässt dann bei ihrer Erkaltung

*) Es ist wohl allerdings bei dieser Bearbeitung die Absicht, iridfreies Platin zu erhalten, obgleich ein Iridgehalt dem Platin nichts an seinen Eigenschaften zum Ausschmieden und Vermünzen nimmt.

**) Ich habe gerathen, den Platinsalmiak auf irgend eine Weise so auszuglühen, dass man den aufsteigenden Salmiak auffangen und wieder mit bei einer spätern Fällung benutzen könne.

schwarzpurpurfarbigen Iridsalmiak fallen. Dieser Niederschlag ist grösstentheils körnig pulvericht; zuweilen aber auch in regelmässigen Octaëdern krystallisirt.

g) Die dünnen Waschwasser vom Platinsalmiak werden in den Porzellanschaalen des Sandbades bis zur Trockne eingedampft und das rückbleibende Salz ausgeglühet. Der erhaltene Metallschwamm wird einer neuen Scheidung, gleich dem rohen Platin, unterworfen. Das dadurch erhaltene Platin ist jedoch selten rein genug zum Ausrecken und wird daher noch einmal aufgelöst u. s. w.

h) Der durch die Operation e) ausgebrachte Platinschwamm wird in einer messingernen Reibeschaale gerieben und durch ein feines Sieb abgesiebt.

i) Mit dergleichen Platinschwammpulver füllt man nun gusseiserne cylindrische Formen von verschiedener Grösse, je nachdem das zu erhaltende Pressstück ausfallen soll. In diesen Formen wird, mittelst eines einpassenden Stempels von Stahl und einer kräftigen Schraubenpresse das Metallpulver allmählich immer stärker zusammengepresst und erlangt dadurch Zusammenhang und Festigkeit. Dieses Pressen liefert nun niedrige cylindrische Stücke z. B. von 4 Zoll Durchmesser und 2 Zoll Höhe. Obgleich dergleichen Scheiben schon ziemlichen Zusammenhang zeigen, so zerbröckeln sie doch noch durch das Schlagen und müssen daher

k) im Gutbrennfeuer eines Porzellanofens in Porzellankapseln durchglühet werden. Es erfolgt gewöhnlich in Verbindung mit dem Gutbrennen des Porzellans selbst, und es stehen daher die Scheiben 30 – 34 Stunden im Glühfeuer. Nun erst setzt sich das Platin dichter zusammen, und Scheiben von 4 Zoll Durchmesser und $\frac{3}{4}$ Zoll Höhe z. B. schwinden bis auf 3$\frac{1}{4}$ Zoll Durchmesser und $\frac{1}{2}$ Zoll Höhe.

l) Das so zusammengesinterte Platin kann nun endlich nach Belieben in Barren geschmiedet, oder in Blätter von verlangter Grösse und Dicke ausgewalzt werden. Gewöhnlich werden im Laboratorio des Bergwerkscorps täglich ungefähr 40 Pfd. Platin ausgereckt.

In der Regel kostet die Darstellung eines Pfundes geschmiedeten Platins 29 Rubel, zuweilen noch etwas weniger.

Ueber das Zugutemachen des Platinerzes sehe man nach:

Eichsfeld, im Journal d'Odessa 1827, No. 63.

Wollaston, über eine Methode, das Platin hämmerbar zu machen, nach dem Philosoph. Magaz. in Erdm. Journal II, B. 6, S. 221.

Marshall's Beschreibung der russischen Methode (es ist das ältere Verfahren der Scheidung in Glasretorten), das Platin hämmerbar darzustellen, ebenfalls aus dem Phil. Mag. 1832, in Erdm. Journ. II, B. 14, S. 319.

Ob die durch Hrn. Geh.-Rath Frick in Berlin in Poggendorff's Annalen d. Ph. B. 40, S. 209 vorgeschlagene Scheidung des Iridiums zum technischen Gebrauch im Grossen aus den Rückständen von der Ausscheidung des Platins zu Petersburg (s. S. 108) wirklich in Petersburg in Anwendung kommen wird, steht zu erwarten.

III. Die Silberhüttenprocesse betreffende Nachträge.

(S. 200. §. 181 des Grundr. d. H.)

1) Silbererze und Silberproben.

(§. 182 – 189.)

a) Die Kenntniss von den Gehalten der Silbererze hat einen bedeutenden Zuwachs durch die auf Veranlassung v. Weissenbach's durchgeführte Arbeit Plattner's, die Gehalte der bei dem sächsischen Bergbau vorkommenden Silbererze betreffend, erhalten.

Ich gebe hier die Resultate der Plattner'schen sorgfältigen Löthrohrproben übersichtlich im Auszuge.

Gediegene Silber	gaben in 100 Th.	97,10	bis	99,80	Silber.
Glaserze (Silberglanze)	- - — -	84,87	-	86,38	-
Hornerze (Silberkerate)	- - — -	73,87	-	75,00	-
Eugenglanze	- - — -	60,50	-	72,25	-
Melanglanze	- - — -	67,25	-	68,00	-

Arsenische Silberblende (licht Rothgiltigerz)	gaben in 100 Th.	64,20 bis	64,50 Silb.
Antimonische Silberblende (dunkel Rothgiltigerz)	- - — -	58,00 -	59,25 -
Krystallisirte Gemenge der vorstehenden	- - — -	60,75 -	62,50 -
Kupfersilberglanz	- - — -	48,50	
Miargyrit	- - — -	35,50	
Weissgiltigerze (silberreiche Fahlglanze)	- - — -	29,43 -	32,69 -
Graugiltigerz	- - — -	17,70	-
Melan Fahlglanze (Schwarzerz)	- - — -	5,20 -	5,60 -
Gemeine Fahlglanze	- - — -	0,557 -	4,20 -
Tennantit	- - — -	0,017 -	-
Blendige Fahlglanze (Kupferblende)	- - — -	0,122 -	0,525 -
Zinnischer Fahlglanz (Zinnkies)	- - — -	0,017 -	0,020 -
Kupferglanze	- - — -	0,020 -	1,101 -
Bournonite	- - — -	0,122 -	0,127 -
Molybdänglanz v. Altenberg	- - — -	0,176	-
Desgleichen v. Börsön in Ungarn	- - — -	0,30 S.	(u. 4,9 G.)
Bleiglanze (sächsische)	- - — -	0,025 b.	0,809 Silb.

Ueber die Gehalte und chemischen Mischungstheile vorstehender Erze, so wie über die beigefügten interessanten Bemerkungen des Hrn. v. Weissenbach s. Kalender f. d. sächs. Berg- und Hüttenmann, 1831, S. 223. Der Durchschnittsgehalt der zu den Freiberger Hüttenwerken angelieferten aufbereiteten Erze beträgt jetzt zwischen 5—6 Loth im Centner.

b) Ueber die Gehalte einer Suite südamerikanischer güldischer Silbererze aus den Districten Mareguita und Pamplona und über die mit diesen Erzen von mir angestellten Betriebsproben s. Erdm. Journ. II, B. 7, S. 297. Der Durchschnittsgehalt von 13 Sorten Stufferzen betrug 4,5 M. Silber à 3 Grän Goldgehalt p. Mark und 9,7 Pfd. Blei im Centner, und ich schlug — wie es auch erfolgt ist — ihre Verschmelzung vor.

c) Ein neu bekannt gewordenes Silbererz ist der Sternbergit von Joachimsthal, ein Schwefeleisensilber mit 32,2 p.C. Silbergehalt; auch ist der silberreiche

gediegen Arsenik v. Andreasberg mit 13—16 Loth Silbergehalt hier zu bemerken.

e) Ausser dem im Grundrisse S. 209 erwähnten Selenbleikupfer habe ich noch anzuführen: Selensilberkupfer mit 38,9 p.C.; Selenblei mit 1,29 p.C. und Selensilber mit 63,56 p.C. Silber, so wie das Tellursilber mit 62,32 und das Tellurblei mit 1,28 p.C. Silbergehalt.

Vor kurzem ist ein neues Silberfossil, silberhaltiges Manganperoxyd in Mexico bei Santa Ynetz unweit Real del Monte aufgefunden, welches ein sehr vortheilhaftes neues Silberausbringen verspricht. Es enthält nach Percival in 100 Theilen:

Manganperoxyd	30,6
Eisenoxyd	12,5
Kieselerde	21,0
Thonerde	17,6
Kalkerde	1,2
Wasser	16,7
Silber	0,4.

Dieses Erz kann meiner Meinung nach, da es sich leichtflüssig zeigen muss, sogleich in die Bleiarbeit genommen werden. Es enthält wahrscheinlich irgend ein Silberfossil in der Gebirgsart eingemengt. In derselben Gegend Mexico's wird auch ein ähnliches silberhaltiges Mineral, dort Jabon genannt, gefunden. Es ist Steatit mit eingemengten schwarzen Erztheilchen, aus Manganperoxyd und Eisenoxyd reich an Silber bestehend. Es enthält nach Johnson in der Tonne = 20 Ctr. 185 Unzen = 23 Mark 4 Loth = à Centner über 13 Loth Silber. S. the London and Edinburgh philosophical Magazine, third series No. 61, April 1837, p. 279.

d) Ueber das Probiren der Silbererze ist auch nachzusehen: Handbuch der metallurgisch-analytischen Chemie v. Berthier, übersetzt und mit Zusätzen versehen von Kersten. Leipzig 1836, Th. 2, S. 685 ff. Es enthält besonders auch zahlreiche literarische Nachweisungen über das Probiren der Silbererze.

e) Zu §. 189 des Grundr., die **Silberprobe auf dem nassen Wege** betreffend, ist zu bemerken, dass man in neueren Zeiten in Frankreich die Probirung des Silbers des Handels durch die Capelle nicht für hinreichend scharf hält. Sie gebe, wenn z. B. der Gehalt eines solchen Silbers = 1000 betrage, nur $\frac{895-896}{1000}$, also $\frac{4-5}{1000}$ Theile zu wenig an. Man soll daher nach Gay-Lussac (s. Poggend. Ann. B. 20, St. 1, S. 141) das Silber in Salpetersäure auflösen und den Gehalt der Auflösung dadurch bestimmen, dass man genau bemerkt, wie viel Kochsalzauflösung man zur Fällung des Silbers als Chlorsilber bedarf. Es steht zu bezweifeln, dass diese Methode in den Händen der Guardeine mehr Sicherheit als die gewöhnliche Probe gewähre. Einige neuere Versuche über diese Probirmethode vom Hrn. Prof. **Kersten** findet man im Kalend. f. d. s. Berg- und Hüttenmann, 1836, S. 71.

2) *Neuere Erfahrungen bei den Silberschmelzprocessen.*
(S. 200 bis 252. §. 190 bis 222.)

a) **Roharbeit** betreffende. Eine Varietät der Roharbeit kommt auf schwedischen Hüttenwerken unter dem Namen **halbe Roharbeit** vor. Man hat es, namentlich bei strengen Beschickungen, vortheilhaft gefunden, **einen Theil der Zuschlagkiese zu rösten.** Schon früher hatte man zu Sala auf 100 Ctr. Beschickung 8 bis 9 Ctr. gerösteten Kies mit 60 Ctr. rohen und bei der Anreicherarbeit 16 Ctr. gerösteten Kies auf 60 Ctr. rohen beschickt, und später wurden ähnliche Beschickungen auf den Fahlunner Hütten verschmolzen. Man sehe über diesen Process nach: **Winkler** in Erdm. J. B. 1, S. 314 u. ff. und B. 6, S. 113. Ueber die vortheilhafte Wirkung des gerösteten Schwefelkieses heisst es S. 330, B. 1: „Der Arbeitsgang wurde rascher, die Schlacke weicher und steinfreier, Ofen und Vorheerd wurden weniger mit erkalteter Schlacke belästigt und der Kohlenaufgang verminderte sich.“ Eine Art von halber Roh-

arbeit ist die auf der Antonshütte versuchte theilweise Ersetzung des Rohsteins durch gerösteten gemeinen Schwefel- und Magnetkies. Da nämlich auf diesem Hüttenwerke oft gute Roherze mangeln, die Erze sehr strengflüssig sind und grossen Aufwand an Flussmitteln und Brennmaterial zur Rohsteinerzeugung erfordern, hat man weniger Rohstein erzeugt und statt dessen eine verhältnissmässige Menge von Kiesen den Dürrerzen zugeschlagen und in Verbindung mit diesen abgeröstet. Der Erfolg war güntig; nämlich ein fast gleiches Silberausbringen; 9 p.C. Werkblei mehr; 12 p.C. weniger Bleiverlust und geringerer Brennmaterialaufwand, so dass auf die Mark in den Erzen beschicktes Silber 1 Thlr. 9 Gr. 8 Pf. erspart wurden; s. über diese Grossversuche den Bergkalender f. d. s. Berg- und Hüttenmann, 1835, S. 156. Die Hauptwirkung des gerösteten Kieses scheint in einer Bildung von Eisenoxydul, durch welches die Kieselerde in bessern Fluss gebracht wird, zu bestehen, und es verdient diese halbe Roharbeit weiter auf anderen Hüttenwerken geprüft zu werden.

Eine zweite Art der Veränderung der Rohsteinbeschickung ist seit einigen Jahren auf den Freiberger Schmelzhütten mit Erfolg eingeführt worden. Man ersetzt nämlich theilweise den Schwefelkieszuschlag bei der Roharbeit durch gepochten und gesiebten ungerösteten Rohstein, wodurch zugleich ein silberreicherer Rohstein fällt. Man darf jedoch diese Concentration nicht über einen 5 bis 6löthigen Sibergehalt des Rohsteins treiben, sonst fällt im Verhältniss die Rohschlacke — die doch nicht weiter verarbeitet werden soll — zu reich aus. Diese Beschickung wird dann gewählt, wenn man Zuschlagkies ersparen will, wenn man mehr gewöhnlichen Rohstein erzeugt, als die Bleiarbeit bedarf, und wenn der gewöhnlich erzeugte Rohstein zu silberarm gefallen ist. Auch hat man wahrgenommen, dass ein zu saigerer und strenger Gang der Roharbeit durch diesen Zuschlag verbessert, und etwas an Coaks bei dem Schmelzen erspart wird, s. Kalen-

der für den sächsischen Berg- und Hüttenmann, 1832, S. 134.

Der vortheilhaften Rohsteinbildung aus alten nicht gut ausgeschmolzenen Rohschlacken ist bereits weiter oben S. 66 bei dem Artikel: Schmelzen mit heisser Gebläseluft, Erwähnung gethan.

b) Die Bleiarbeit betreffende neuere Erfahrungen. Seit einigen Jahren ist auf den Freiberger Hütten eine neue Werkblei-Anreicherarbeit in Ausübung gebracht worden. Wenn nämlich — wie es zuweilen der Fall ist — das Werkblei der gewöhnlichen Bleiarbeit nur 15—20löthig und nicht, wie man es als am besten treibewürdig zu erhalten wünscht, 25—32löthig ausfällt, so wird das ärmere mit als Vorschlag bei einem folgenden Schmelzen aufgegeben, und statt dessen ein Theil des gewöhnlichen Glättvorschlages weggelassen. Ein Bleiofen arbeitet gewöhnlich mit 9—10 Ctr. Glättvorschlag in 24 Stunden. Nun erhält bei der in Rede stehenden Anreicherung ein zweiter Ofen anstatt der Glätte das in 24 St. bei dem ersten Ofen gefallene ungefähr 1märkige Werkblei und liefert nun mit nicht mehr Verlust und bei einem guten Schmelzgange 2märkiges Werkblei zum Abtreiben. Der Stein bei dem Ofen No. 2 giebt dann freilich etwas reichern — etwa 19löthigen Bleistein. Er wird daher mit etwas Glättvorschlag am Ende des Schmelzens zweimal verändert und dadurch bis auf 6—7 Loth entsilbert. Die Versuche, das Zuschlagwerkblei entweder unter der Brust einzutränken, oder oben auf die Gicht in die beiden hintern Ofenwinkel aufzugeben, fielen zum Vortheil der letztern Methode aus. Man sehe über diese Werkbleianreicherung: Erdm. J. B. 5, S. 383, ferner den Kalender f. d. B. u. H., 1831, S. 140; 1832, S. 132 und Winkler's o. a. Werk S. 89 das Weitere nach.

Auf der Antonshütte sind interessante Versuche, die Bleiarbeit vergleichungsweise theils mit Bleiglanz, theils mit Glätte zu beschicken, angestellt worden, und zwar a) Verbleiung des Silbers durch Bleiglanz allein; b) durch Glätte allein; c) durch ein Gemenge

von Glanz und Glätte, wie bei der gewöhnlichen Roharbeit, und d) unter Anwendung der Hälfte des gewöhnlichen Glanzvorlaufens und Ergänzung des fehlenden Bleigehaltes durch Glätte.

Der Gehalt der Beschickungen war zwischen 11—12 Loth Silber und 32—40 Pfd. Blei.

Resultate.

I. Von 100 Ctr. Schmelzbeschickung ist ausgebracht worden:

v. a)	20,56 C. Wrkbl.,	7,73 C. St.,	10 C. Sp.	55,91 C. Schl.
- b)	26,69 - -	1,79 - -	8,54 - -	68,67 - -
- c)	22,96 - -	6,28 - -	9,88 - -	62,60 - -
- d)	24,26 - -	1,67 - -	9,18 - -	94,16 - -

II. Von 100 M. beschicktem Silber hat sich im Werkblei gefunden:
bei a) 87,64 Mark; bei b) 92,50; bei c) 88,05; bei d) 94,16 Mark.

III. Der Silberverlust bei dem Erzrösten nach Procenten betrug:
bei a) 1,97; bei b) 7,60; bei c) 4,03 und bei d) 3,19.

IV. Der Bleiverlust betrug nach p.C.:
bei a) 11,89; bei b) 23,43; bei c) 17,02 und bei d) 17,50.

V. Auf 100 M. vorgelaufenes Silber hatte man Mehrausbringen nach p.C.:
bei a) 2,69; bei b) 7,57; bei c) 2,16 u. bei d) 5,63 p.C.

VI. Ein Centner Erz bedurfte zum Rösten an Braunkohlen:
bei a) 0,155 Scheffel; bei b) 0,317; bei c) 0,195 und bei d) 0,230.

VII. Coaksbedarf zum Schmelzen auf 1 Ctr. Beschickung:
bei a) 1,44 Schfl.; bei b) 1,48; bei c) 1,32 und bei d) 1,25 Scheffel.

Vermöge vorstehender Ausfälle wurde die Beschickung aus 100 Ctr. Dürrerz, 50 Ctr. Bleiglanz und 50 Ctr. Glätte für die Folge beibehalten; s. Kalender f. d. s. B. u. H., 1835, S. 155.

Auf den Freiberger Hütten wurden vor einigen Jahren vergleichende Versuche über das Verschmelzen der silberhaltigen Bleierze mit Coaks in Oefen von verschiedener Höhe angestellt. Das Hauptresultat war: dass Oefen von der Sohle bis zur Gicht 12 F. hoch etwas schneller förderten als die von der Sohle bis zur Gicht 16 F. hohen. Der Coaksaufwand und die übrigen Verhältnisse waren sich ziemlich gleich. Man sehe meine Mittheilung dieser Vers. in Erdmann's Journ. B. 4, S. 223.

Ueber die Niederschlags - Bleiarbeit mit Eisenoxydaten, welche bekanntlich nicht aller Orten gelingen wollte, theilt uns Russegger in Karsten's neuem Archiv, B. 9, S. 434, eine zu Ruszberg im Banat durch Hoffmann verbesserte Beschickung mit.

Früher beschickte man zu 15 p.C. Blei à Ctr. 4 L. Silber:

Silberhaltigen Bleiglanz	21	Ctr.
Braun Bleierz	21	-
Eisenfrischschlacke	42	-
Schwefelkies	9	-
Kalk	7	-
	100	Ctr. Beschickung.

Die neuere vortheilhaftere Beschickung besteht aus:

Silberhaltigem Bleiglanz	24	Ctr.
Braun Bleierz	24	-
Thoneisenstein	29	-
Geröstetem Bleistein	12	-
Schwefelkies	1	-
Kalk	10	-

Die Bleiöfen sind 20 Fuss hoch und es wird mit dunkler Nase über dem Sumpf geschmolzen. Wir ersehen daher, dass bei gehöriger Höhe der Oefen die Eisenoxydate reducirt werden, und das reducirte Eisen gehörigen Niederschlag bewirkt.

Ein Zuschlag von Wascheisen bei der Bleisteinarbeit ist auf der Antonshütte versucht worden.

Im Quartal Crusis 1835 hatte man daselbst einen Bleistein zu verarbeiten, der sehr durch Arsenik, Nickel

und Eisen verunreinigt war. Man erhielt daher Kupferstein und eine blei- und eisenreiche Speise. Man verschmelzte sie mit 10 p.C. Wascheisen und erhielt noch ein bedeutendes Quantum von Werkblei; auch einen Kupferstein, 40 Pfd. Kupfer und nur noch 18 Pfd. Blei im Centner haltend. Dabei wurden von 100 Ctr. durchgesetzter Speise nur 25 Ctr. mit 3½ L. Silber-, 17 Pfd. Blei- und 13 Pfd. Kupfergehalt ausgebracht; s. Kalend. f. d. s. B. u. H., 1835, S. 157.

Die ungarischen Silberschmelzprocesse (zu den Eintränkarbeiten, s. §. 199 e) des Grundrisses gehörig) haben in den letzten Jahrzehnten allmählich eine völlige Reform erlitten. Anstatt der ehemals gebräuchlichen Roh- und Anreicherarbeit nebst den darauf folgenden Eintränkungsarbeiten, sind das Arm- und Reichverbleien gerösteter Erze, nebst dem dazu gehörigen Arm- und Reichverbleien der bei ebengenannten Arbeiten gefallenen Leche mit grossem Vortheil eingeführt worden. Diesen Arbeiten folgt die Entsilberung des Kupfersteins durch die sogenannte Kupferauflösung und durch dass dazu gehörige Kupferauflösungslechschmelzen.

Der Anfang dieser veränderten Schmelzmethode ging von Oberungarn zu Ohlaposbanya aus, und es wurden mir die ersten Nachrichten über dieselbe durch den bei ihrer Einführung selbst thätigen Hrn. O.-Hüttenmeister Schaarschmid zu Theil. Später fand Hr. Prof. Kersten auf seiner Reise durch Ungarn die neue Schmelzmethode bereits in den oberungarischen Hüttenwerken zu Fernezely, Kapnik, Felsöbanya, Laposbanya, Ohlaposbanya und Borsa eingeführt und gab uns in Erdm. J. neue Reihe B. 1, S. 193 und fortgesetzt S. 479 im Jahre 1834 die Beschreibung dieser Processe. Bald gingen nun dieselben auch auf die niederungarischen Hüttenwerke über und wurden uns durch die Hrn. v. Planitz und Gruner (s. deren Abhandlung: Zugutemachen der gold- und silberhaltigen Erze in Niederungarn im polyt. Centralblatt, 1836, No. 47) kürzlich beschrieben. Der Wichtigkeit dieser Arbeiten

wegen gebe ich hier folgende gedrängte Uebersicht derselben.

Schmelzprocesse zu Schemnitz und Neusohl.

a) Die daselbst zu verarbeitenden Erze sind: Golderze, güldische Silbererze, güldische Silberkiese, gold- u. silberhaltige Kupfererze (grösstentheils Fahlerze), gold- und silberhaltige Kiese mit dem Durchschnittsgehalt von 3½ L. Silber und im Silber 2 p.C. Gold.

I. Armverbleiung, d. i. Extraction eines Theils des güldischen Silbers aus ärmeren Erzen durch Blei nebst Eintränken unter der Brust und Lechbildung. Die Kiese werden auf Röstbetten mit Holz und Kohlenlösche geröstet.

Beschickungen zum Armverbleien:

zu Schemnitz:	zu Neusohl:
52 geröstete Kiesschliche.	77 geröstete Kiesschliche.
48 güldische Silbererze u. Schliche.	6 rohe Silbererze.
	17 geröstete Silberschliche.
20 Kalkstein.	14 Kalkstein.
60 Reichverbleiungsschlacken.	
Die Beschickung ist 1½löthig.	Beschickung ¾löthig.

Das Verschmelzen der Beschickungen erfolgt über Hohöfen 18 bis 20 Fuss hoch von Trachytquadern erbauet. Sie haben an der Stirnmauer 34″ und an der Brandmauer 36 bis 42″ Tiefe und sind zweiförmig hergestellt. Zu Neusohl verschmelzt man in 18 Tagen 1285 Ctr. Beschickung und verbraucht 136 Ctr. armes Vorschlagblei, welches durch das Auge der Brust portionenweise eingetragen wird. Das Ausbringen ist 115 Ctr. 8löthiges Werkblei und 136 Ctr. 3löthiges Armlech mit 4 p.C. Bleigehalts mit 169 Maas, (à 6,4 Wiener C.F.) weichen Kohlen. Der Bleiverlust = 10 p.C.; der Silberverlust 3 p.C. auf 100 Ctr. Beschickung.

II. Reichverbleiung, d. i. Verschmelzen der gerösteten Leche der vorigen Arbeit mit reichern Silber- und Bleierzen. Die Leche werden im Freien, die Bleierze in Flammenöfen geröstet.

Beschickung auf ein 18tägiges Schmelzen zu Neusohl:

305 Ctr. geröstete Bleierze und Silberschliche.
50 - geröstete Silbererze.
312 - rohe Silbererze.
84 - Abstrich vom Treiben.
154 - Heerd und Glätte.
200 - 3mal geröstete Armleche von I.
100 - Kalkstein.
96 - Eisengranalien.

Durch dieses Reductions- und Niederschlagsschmelzen werden ausgebracht:

Werkblei zu 20—30 Loth güldischem Silbergehalt. Reichverbleiungslech à 8 Loth Silbergehalt und mit 14 Pfd. Kupfer und 12—14 Pfd. Bleigehalt. Der Kupfergehalt der Leche ist indessen abweichend von 6—20 Pfd. Kupfer. 100 Ctr. Beschickung erfordern 112 Maas Kohlen. Der Bleiverlust = 15—20 p.C.; der güldische Silberverlust 3—5 p.C.

III. Reichlechschmelzen mit Einträuken:

1) Alle unter 20 p.C. haltenden Leche der vorigen Arbeit werden geröstet, die ärmeren 3mal, die mittleren 2mal und die reicheren 3mal.

2) Die Schmelzbeschickung, z. B. zu Schemnitz ist:

20,5 reichere Silbererze.
60,1 geröstete Reichleche.
2,7 Glätte.
16,8 Gekrätz von der vorigen Arbeit.

3) In 12 Stunden verschmelzt man 45,5 Ctr. Beschickung und tränkt auf die Quantität 2, 4, 7 Cent. Blei ein.

4) Es fallen davon 26,5 Reichblei und Lech.

5) Auf 100 Ctr. Beschickung gehen 70—80 M. Kohlen auf.

IV. Kupferauflösung. Die Leche von dem Schmelzen III. so wie auch über 20 p.C. Kupfer haltende Leche der Reichverbleiung werden 1—2mal geröstet und mit Bleioxydaten (Glätte Heerd) desoxydirend ver-

schmolzen. Es ist eine Art von Dörnerfrischen und wird beschickt aus:

100 Ctr. gerösteten Lechen.
50 - Reichverbleiungsschlacken.
107 - Glätte.
50 - Heerd.

Zuerst werden die Bleioxydate auf die Gicht gegeben, und sodann die Beschickung. Man erhält 4—5löthiges Werkblei zum Armverbleien und 2½löthige Leche.

V. Die Leche von voriger Arbeit werden nochmals, aber ungeröstet, mit reichen Schlacken unter Zusatz von Eintränkblei verschmolzen, und nun fallen die Leche zum Schwarzkupfermachen entsilbert und entgoldet.

VI. Alle übrigen Reichschlacken werden mit 30 p.C. kiesigen Schlichen verschmolzen und mit 4 p.C. Blei eingetränkt. Das fallende Blei kommt ebenfalls zum Armverbleien.

Bei dieser hier beispielsweise gegebenen kurzen Uebersicht der neuen Eintränkarbeiten habe ich noch zu bemerken, dass mancherlei Abweichungen in Hinsicht auf Beschickungen, Ofenbau und Nebenarbeiten auf den verschiedenen Hüttenwerken Ungarns stattfinden.

Eine neue Art des Silberausbringens aus silberhaltigem gediegen Arsenik ist seit 1834 auf der Andreasberger Hütte am Harz in Ausübung gebracht worden. Der zu demselben anzuwendende, in dem Andreasberger Revier brechende Arsenik hält im Ctr. 13 bis 16 Loth Silber, und ist mit einigen Gebirgsarten gemengt. Das gepochte Erz wird in einem eisernen Muffelofen abgeröstet und dabei arsenige Säure als Giftmehl aufgefangen. Zum Verschmelzen beschickt man: 50 Ctr. Röstrückstand, 60 Ctr. Abstrich vom Treiben, 30 Ctr. Heerd, 1 Ctr. Eisengranalien und 30 Karren Schlichschlacken von der Niederschlagsarbeit. Das Ausbringen besteht in ungefähr 50 Ctr. Werkblei à Ctr. 1 Mark 4 Loth Silber, kobaltischer Speise mit 2 Loth Silbergehalt und reineren Schlacken à 9 Pfd. Blei und ¼ Loth Silber. Es fallen aber auch theilweise

unreinere Schlacken von 20 Pfd. Blei- und $\frac{3}{4}$ bis $1\frac{1}{4}$ L. Silbergehalt. Vorstehende Nachrichten sind mir brieflich mitgetheilt worden, woneben es heisst, dass von 1834—1836 1300 Ctr. solchen Erzes verarbeitet worden sei.

Auf der Andreasberger Hütte hat man, wie ich aus dem mir mitgetheilten Reisejournal des Hrn. Hüttengehülfen Fritsche von 1838 ersahe, Versuche über die Anwendung der oben S. 75 erwähnten hydrostatischen Schmelzmethode angestellt, und es ist dieselbe mit einigen Abänderungen durch den thätigen Hrn. Hüttenmeister Seidensticker im Jahre 1838 mit 204 Ctr. 3löthigem arsenikalisch-antimonhaltigen Kupferstein mit gutem Erfolge durchgeführt worden. Der Hauptunterschied des Andreasberger Verfahrens besteht darin, dass man das Blei zur Extraction des Silbers nicht in einem besonderen Ofen geschmolzen in den hydrostatischen Vorheerd einlässt, sondern es aus Glätte, die man zugleich mit dem rohen Kupferstein aufgiebt, reducirt und mit dem geschmolzenen Kupferstein durch einen Canal zugleich in den Vorheerd eintreten lässt; auch hat man den hydrostatischen Vorheerd selbst etwas abgeändert. Man giebt also Kupferstein und Glätte auf die Gicht eines Krummofens auf und lässt die Beschickung bei mässigem Gebläse und bei licht gehaltener Form langsam niedergehen. Dadurch verdampft viel Arsenik und Antimon, und der später entsilberte Stein fällt dadurch reiner und kupferreicher aus, so dass derselbe von 35—40 Pfd. Kupfergehalt auf 50—55 Pfd. Gehalt gebracht wird. Obengenanntes Quantum Kupferstein wurde 5mal durchgelassen und zwar No. 1 mit 50; No. 2 mit 70; No. 3 mit 80; No. 4 mit 77 und No. 5 mit 43 Pfd. Glätte. Es gab das Entsilbern folgende Resultate:

No. 1.	Werkbl.	v.	5	L.	u. Kupferst.	v.	$2\frac{1}{2}$	L. Silbergeh.
- 2.	-	-	$3\frac{7}{8}$	-	-	-	2	-
- 3.	-	-	$3\frac{1}{8}$	-	-	-	$1\frac{1}{4}$	-
- 4.	-	-	$2\frac{1}{4}$	-	-	-	1	-
- 5.	-	-	$2\frac{1}{4}$	-	-	-	$\frac{1}{2}$	-

Das Werkblei von No. 1 und 2 wird abgetrieben, und das von den letzten 3 Stichen wird nach und nach

wieder mit zugesetzt. Blei- und Kupferverlust sind bei diesem Verfahren bedeutend geringer als bei dem Saigerprocess. Zum guten Gelingen des Processes gehört es, dass der Stein in sogenannten Blasen, d. i. in grossen Tropfen allmählich durch das Blei aufsteige. Dabei kommt es vorzüglich auf genaue Bestimmung der Druckhöhen der geschmolzenen Massen an. Man hat auszumitteln: a) die Höhe des geschmolzenen Steines im Ofenschachte, b) das spec. Gewicht des Steines und c) das des Bleies; a) kann beliebig sein und richtet sich nach der Formlage; in Andreasberg ungefähr 30 Zoll hoch: b) = 5,0 u. c) = 11,33. Ist nun die Höhe der Kupfersteinsäule = h = 30″, die gesuchte Höhe des Vorheerdes = h′; das spec. Gewicht des Steins = g = 5,0 u. das spec. Gewicht des Bleies = g′ = 11,33, so verhält sich:

$$\overline{h' = h = g = g'}$$

$$h' = \frac{h.\ \ g}{g?}$$

Daher betrug die Vorheerdhöhe bei den Versuchen:

$$h' = \frac{30.5}{11,33} = 14 \text{ Zoll.}$$

Ueber verschiedene Versuche und kleinere Abänderungen, die Freiberger Silberschmelzprocesse betreffend, findet man Angaben in Winkler's o. a. Beschreibung der Freib. Schmelzprocesse, als S. 92 die schon öfters gemachte Erfahrung, dass das Verschmelzen der Bleierzbeschickung mit verschlossener Brust zwar einige Vortheile gewährte, dass dasselbe aber wegen der Unmöglichkeit, den Heerd von Geschur rein zu halten, wieder abgeworfen werden musste. S. 108. Die §. 199 c) des Grundr. angeführte Glättrohsteinarbeit wurde mehrere Male bei Ueberfluss an Rohstein mit gutem Erfolge betrieben. Bei dem Verschmelzen von 100 Ctr. Bleistein erhielt man durchschnittlich 20 Ctr. mittelreiches Werkblei und 7—8 Ctr. armen Bleistein. S. 149 wird die interessante Bemerkung mitgetheilt, dass das Silber nach dem Feinbrennen weniger sprazt, wenn das Löschwasser genau auf die Mitte des convexflüssigen Sil-

bers und nicht auf dessen Rand gegossen wird. S. 173. Bei der Schwarzkupferarbeit hat sich ein Zuschlag von etwa 27 p.C. Rohschlacken und 4 p.C. Quarz bewährt gefunden. Hingegen, s. S. 191, hat sich, wie auch Höser und Eichhoff in Karsten's neuem Archiv, B. 9, S. 232, anzeigen, die sibirische Glättreduction vor der Glättgasse vorzüglich darum nicht anwendbar gefunden, weil der vorgebauete Ofen durch Hitze und Bleiraucherzeugung den Abtreiber hinderte, das Treiben reinlich durchzuführen, auch wurde wenig an Kohlen und Arbeitslohn erspart. S. 200. Die beste Art, um aus dem Abstrich noch einen Theil gutes Blei auszubringen, ist das Verblasen desselben. Man setzt 60 Ctr. Abstrich auf der aus schwerem Gestübe geschlagenen Sohle des Treibeheerdes auf und lässt ihn einschmelzen und 6—7 Stunden lang verblasen. Dann reducirt man denselben durch aufzustreuendes Kohlenklein und erhält 16 Ctr. gutes verkaufbares Blei und 48 Ctr. Abstrichschlacken. Die Abstrichschlacke, welche hier fällt, giebt, noch einmal eben so verblasen, noch 3—4 Ctr. gutes Blei, und der neue Schlackenabfall wird zu Abstrichblei verfrischt.

Im Jahre 1838 gelang dieses Verblasen noch besser, und man erhielt von 65 Ctr. Abstrichblei 32 Ctr. sehr gutes, dem Frischblei völlig gleiches Verkaufsblei; s. Kalender f. d. s. Berg- und Hüttenmann 1839, S. 107.

3) *Die Silberamalgamation betreffende Zusätze.*

(S. §. 223—237 d. G.)

a) Der Freiberger nach v. Born grösstentheils eingerichtete Amalgamationsprocess der Silbererze, s. §. 224—232 d. Grdr., ist in der Hauptsache derselbe geblieben. Mehrere zu seiner Abänderung unternommene, theils misslungene, theils gelungene Versuche sind bereits von mir §. 234 d. G. angegeben worden. Einige neuere finden sich z. B. S. 84 bis 86 dieses Werkes angezeigt und sind auch in Winkler, die europäische Amalgamation, mit aufgeführt worden. In

dem Jahre 1838 machte man auf dem Halsbrückner Amalgamirwerke von Neuem die Beobachtung, dass ein zu starkes Auspressen des Amalgams nachtheilig sei. Es ging dabei 36löthiges Quecksilber statt $1\frac{7}{8}$löthigen durch; s. Kalender f. d. s. Berg- und Hüttenmann, 1839, S. 110.

b) Der dem Freiberger ähnliche Amalgamationsprocess der Silbererze zu Arang-Idka ist uns durch Wehrle, s. Baumgartner's und Ettingshausen's Zeitschrift für Physik, B. 9, bekannt gemacht. Es ist daselbst besonders der mit einem besondern Luftzuführungscanale und mit gusseisernen Platten belegte Röstheerd zu berücksichtigen.

c) Die Amalgamation zu Sauceda in Zacatecos, wo man die Silberze ungeröstet und statt dessen durch Magistral oxydirt verarbeitet, auch das Quecksilber durch Treten in Torta's mit dem Quickbrei in Berührung erhält, findet man beschrieben in Schweigger's Jahrb. d. Ch. 1828, H. 9, und interessante Bemerkungen über diesen Process von Alexander v. Humbold in Karsten's Archiv B. 17, H. 2, S. 255.

Bei diesem Processe findet immer noch ein grosser Quecksilberverlust und reichere Rückstände statt. Das bei demselben übliche Nassmahlen der Erze dürfte aber als vortheilhaft zu empfehlen sein. Noch verdient über die amerikanische Amalgamation nachgelesen zu werden: Boussingault in den Annales de Ch. et de Phys. Vol. LI, p. 337.

d) Die im Grundr. d. H. §. 266 beschriebene Entsilberung des Kupfersteins auf dem Gottesbelohnungen im Mannsfeldischen hat sich fortdauernd bewährt und einige Abänderungen erlitten. Ich gebe hier nachträglich eine gedrängte Uebersicht des jetzt bestehenden Processes.

a) Der zu amalgamirende Kupferstein enthält im Durchschnitt 9 Loth Silber und 30 Pfd. Gaarkupfer.

b) Er wird nicht mehr wie ehemals (s. S. 307 d. G.) vorgeröstet, sondern in Stücke zerschlagen, gepocht und durch ein feines Sieb zu Pochmehl gesiebt.

c) Der gesiebte Kupferstein wird durch Granitmühlen trocken gemahlen.

d) Das rohe Mühlenmehl wird in Flammenöfen geröstet. Diese bei steigender Hitze zu unternehmende Arbeit heisst das Rohrösten.

e) Das vorgeröstete Mehl wird angefeuchtet und folgendermaassen beschickt: 17½ Ctr. geröstetes Mehl; 2 Ctr. gemahlener Kalkstein; 1 Ctr. 66 Pfd. Kochsalz. Die Beschickung wird in einem hölzernen Kasten mit dem nöthigen Wasser zur Consistenz eines dicken Breies gebracht und bleibt so gegen 12 Stunden stehen.

f) Die ziemlich steife Beschickung wird auf Bretern in der durch die aufsteigende Wärme der Röstöfen erwärmten Trockenstube völlig in 12 – 16 Stunden getrocknet.

g) Die getrocknete Masse zerquescht man durch ein Walzwerk, auf welches sie mittelst eines hölzernen Trichters niederfällt.

h) Die so schon gröblich zertheilte Beschickungsmasse wird nun mit Anwendung des Beutelwerks gaar d. i. fein gemahlen. Darauf folgt —

i) das Gaarrösten des Beschickungs- oder Gaarmehles ebenfalls in Flammenöfen. (Ueber die hier gebräuchlichen Doppelröstöfen s. oben S. 49 und 53).

k) Das Gaarrostmehl kommt nun zu dem Process des Anquickens selbst in Fässern nach Freiberger Art. Der Einsatz beträgt 6 Ctr. Mehl, ungefähr 2 Ctr. schmiedeeiserne Platten, 4 Pfd. Kochsalz, 5 Eimer Wasser und 5 Ctr. Quecksilber.

l) Der Gang des Anquickens und die Nacharbeiten sind nun die bekannten des Verdünnens, Ablassens des amalgamhaltigen Quecksilbers, Verwaschen der Rückstände, Abdestilliren des Quecksilbers, bei welcher letztern Arbeit der oben S. 88 beschriebene verbesserte Destillationsapparat angewendet wird.

m) Das Ausglühesilber wird in Quantitäten von 400 Mark in einem Tiegel eingeschmolzen und eine kurze Zeit lang im Treiben erhalten. Es wird mit sei-

nem Gehalte von höchstens 5 p.C., Cu. d. i. über 15löthig zur Münze abgeliefert.

n) Die kupferreichen Rückstände werden unter einem Knetwerke mit Thon versetzt, unter einander gearbeitet, die Masse in Kugeln von etwa 4 Zoll Durchmesser geformt und in der Trockenstube getrocknet. Diese Masse wird endlich

o) auf Schwarzkupfer über einem gewöhnlichen Hohofen verschmolzen, und zu dem Behuf wird dieselbe mit 12 p.C. Quarz, 4 p.C. Eisengranalien und 1 p.C. Flussspath beschickt. Dabei fällt nur eine geringe Menge Stein, der, ziemlich eisenreich, dem Kupferrohsteins ähnlich ist.

p) Das endlich durch den kleinen Gaarheerd ausgebrachte Gaarkupfer ist von vorzüglicher Güte und völlig bleifrei, auch eben so silberarm als das vom Saigerhüttenprocesse abfallende.

q) Die Metallverluste bei vorstehendem Processe sind in neueren Zeiten möglichst genau untersucht und betrugen im Jahre 1838: Quecksilberverlust auf 100 Ctr. in Arbeit genommenen Kupferstein 11 Pfd.; Silberverlust auf 1 Ctr. Gaarkupfer 10 Grän, und das Gaarkupfer selbst fand man bis auf 40 Grän im Centner entsilbert. Der Kupferverlust betrug pro Ctr. Kupferstein à 50 Pfd. Gehalt $\frac{1}{8}$ Pfd. Früher, im Jahre 1829, gaben 300 Ctr. Kupferstein 137¼ Ctr. Gaarkupfer, 1288 Pfd. Amalgam, 162 Mark Ausglühesilber und diese 154 Mark 2 Loth Feinsilber. Der Quecksilberverlust betrug auf 1 Ctr. Stein berechnet 0,065 p.C.; auf 1 Ctr. Gaarkupfer 0,149 p.C. und auf 1 Mark Silber 29,27 p.C.

c) Seit 1827 ist in Oberungarn unweit Schmöllnitz die früher verlassene Amalgamation der Schwarzkupfer wieder in den Gang gebracht worden. Ueber den neueren Betrieb derselben giebt uns Wehrle in Baumgartner's Zeitschrift f. Ph. neue Folge B. 1, H. 1, S. 27, weitere Nachricht. Das Werk ist jetzt bedeutend und amalgamirt jährlich gegen 5000 Ctr. Schwarzkupfer von der Altwasser Schmelzhütte à 85—89 Pfd.

Kupfer- und 11—15 Loth Silbergehalt, nebst etwas ärmeren nicht saigerwürdigen Schwarzkupfern. Da diese Schwarzkupfer kein Blei, sondern nebst 4—5 p.C. Schwefelarsenik nur Eisen enthalten, auch angeglühet poch- und siebbar sind, so eignen sie sich zur Amalgamation. Der Gang der Amalgamation ist bis auf einige Abweichungen dem der Freiberger gleich. Die Abweichungen bestehen in der Zerkleinerung des angeglüheten Schwarzkupfers, in einem etwas geringeren Kochsalzzuschlage, in der Beschickung des Quickbreies mit Kupferkugeln anstatt Eisen, um nicht Kupfer in das Amalgam niederzuschlagen, und in der Niederschlagung des in der Amalgamirlauge aufgelösten Kupferoxyds durch Kalkmilch. Auch enthält die Lauge wenig schwefelsaures Natron, sondern mehr unzerlegtes Kochsalz. Merkwürdig ist bei diesem Processe die Bildung des Chlorsilbers, da es der Beschickung an der nöthigen Menge von Schwefel, um bei der Röstung Kochsalz zu zerlegen, fehlt. Das Chlorsilber wird hier grösstentheils unmittelbar durch Glühen des Kochsalzes mit dem im Schwarzkupfer fein zertheilten metallischen Silber gebildet. Man sehe deshalb die interessanten, durch Winkler angestellten, vorstehende Ansicht bestätigenden Versuche nach in dessen o. a. Werke über die europäische Amalgamation, S. 173—179.

f) Ueber die im Gr. d. H. §. 237 kurz angezeigte Amalgamation der sächsischen silberhaltigen Kobaltspeise kann ich nun, da dieser Process völlig auf dem Königlichen Blaufarbenwerke Oberschlema eingeführt worden ist, nachstehende Uebersicht geben:

a) Die bei der Verschmelzung silberhaltiger Kobalterze zu Blaufarbenglase fallende Speise enthält nach meiner Analyse: Nickel 47,0, Arsenik 35,8, Wismuth 11,0, Schwefel 2,5, Kobalt 1,5, Eisen 1,0. Ihr Silbergehalt variirt mit 1½, 2, 3, 5, 8 bis 10 Loth im Ctr.; durchschnittlich kann derselbe zu 5 Loth angenommen werden.

b) Diese Speise wird trocken gepocht und gesiebt.

c) Das erhaltene Siebschrot wird in einem Flammenofen gelinde, aber gegen 8 Stunden lang oxydirend vorgeröstet, wobei man eine bedeutende Menge Giftmehl auffängt.

d) Das geröstete Siebschrot wird gesiebt, die Gröbe weiter geschroten und ebenfalls fein gesiebt. Die hierbei fallenden Siebgröben und Mühlschrot röstet man nochmals vor und verwandelt sie in feines Siebmehl.

e) Die Beschickung der Siebmehle erfolgt mit 2 p.C. zerriebenem Eisenvitriol und 8 p.C. Kochsalz. (Ausser diesen 2 p.C. Eisenvitriol wird die in der vorgerösteten Speise enthaltene Arseniksäure zur Zerlegung des Kochsalzes mit beitragen.)

f) Es folgt nun das Gaarrösten der Beschickung gegen 6 Stunden lang bei ziemlich starkem Röstfeuer, und sodann

g) das zweite Sieben und Mahlen des Gaarrostes. Die dabei fallende Röst- und Siebgröbe wird nochmals mit 2 p.C. Kochsalz und ½ p.C. Vitriol beschickt nachgeröstet. Das durchgebeutelte sämmtliche Siebmehl wird

h) wie zu Freiberg angequickt.

i) Das abgelassene amalgamhaltige Quecksilber wird, da es feine Speiseamalgamtheilchen enthält, vor dem Filtriren mit Wasser ausgewaschen.

k) Das durch das Ausglühen des Amalgams erhaltene Tellermetall wird durch Roh- und Raffinatschmelzen leicht gereinigt und zu 15¼ bis 15⅜ Loth Feine gebracht.

l) Die Rückstände fallen ¼löthig und werden etwa auf 30 p.C. Nickel benutzt.

Der Silberverlust bei dem Rösten, Sieben, Mahlen und in Rückständen beträgt 10—11 p.C. und der Quecksilberabgang auf 1 Ctr. Speise 1⅛ Loth.

g) Wie ich in Vorschlag gebracht habe, die auf der K. Antonshütte in ziemlicher Menge fallende Speise in ihrem Silbergehalte zu concentriren und von ihrem starken Eisengehalte, so wie vom Blei grösstentheils zu befreien, und sie dadurch zur Entsilberung mittelst

der Amalgamation vorzubereiten, sehe man in meiner in Erdm. J. n. R. B. 13, S. 193 gelieferten Abhandlung: Chemisch-hüttenmännische Bearbeitung einer Bleispeise von der K. Antonshütte das Weitere nach.

Ich bewerkstelligte diese Concentration durch Versuche im Kleinen durch oxydirendes Rösten und Verschmelzen mit Bleischlacke, brachte sie dadurch von 3 Loth auf 7 Loth Silbergehalt und entzog ihr zugleich völlig ihren Gehalt von 10,12 p.C. Blei und der Eisengehalt fiel von 35,43 auf 7,79. Endlich bemerke ich noch

h) dass die S. 262 d. G. berührte Entsilberung des Rohsteins durch Anquicken wieder neuerlich auf dem Freiberger Amalgamirwerke versucht wurde (s. Winkler Amalgamation S. 190). Man brachte 4löthigen Rohstein auf 0,21löthige Rückstände, hatte übrigens zu viel Quecksilberverlust und findet es überhaupt rathsamer, den Rohstein bei der Bleiarbeit anzuwenden.

i) Um zu erfahren, wie viel von dem Silber im Erze eines Anquickfasses in gewissen Zeitabschnitten an das Quecksilber übergeht, liess Winkler stundenweise Rückstandsproben nehmen und fand, dass vom Silber an das Quecksilber übergegangen waren:

in den erten 4 Stunden:	60 p.C.
in der 5ten Stunde:	8 -
- - 6 - -	7 -
- - 7 - -	1 -
- - 8 - -	4 -
- - 9 - -	4 -
- - 10 - -	0 -
- - 11 - -	3 -
- - 12 - -	0 -
- - 13 - -	6 -
- - 14 - 15ten } -	0 -
- - 16 - 17 - }	
- - 18 - -	0,4 -
- - 19 - -	3 -
	S. 96,04 p.C.

Diese Versuche sollen, um zu erfahren, warum zeitweise keine Entsilberung stattfindet, wiederholt werden.

4) *Die Scheidung des Goldes vom Silber betreffende Nachträge.* (S. §. 238 bis 243 d. G.)

a) Ueber die Probe von platinhaltigen Gold- und Silberlegirungen und die Scheidung dieser Legirung s. Händl in Erdm. J. n. R. B. 10, S. 167. Mit Benutzung älterer Scheidungsversuche von Vaucquelin, d'Arcet und Chaudet giebt H. seine eigenen sorgfältigen Untersuchungen an.

b) d'Arcet's Bericht über die Scheidung des Goldes und Silbers durch Schwefelsäure. Mit Abbild. a. d. Franz. in Dingler's pol. J. B. 28, H. 1, S. 1—10, und von demselben im Recueil industriel Dec. 1838, betrifft die am besten durch Schwefelsäure scheidbaren Verhältnisse der Legirungen, so wie die Vorrichtungen, um die bei dem Processe sich entwickelnde schweflige Säure unschädlich zu machen.

c) Ueber die Scheidung des Goldes vom Brand-, Blick- und kupferhaltigen Silber durch Schwefelsäure in eisernen Geschirren handelt Jordan in Erdm. J. n. R. B. 9, H. 2, S. 1 und giebt in demselben Bande S. 74 eine Uebersicht des Goldscheideprocesses zur Oker bei Goslar. Bei der Vergleichung dieser Uebersicht mit der von mir bereits im Jahre 1805 im Handb. der allgem. Hüttenk. 2r Theil, 2r Bd. S. 144 beschriebenen Scheidemethode zur Oker habe ich keine neuen Abänderungen gefunden.

d) Im polytechnischen Centralblatte 1838, No. 9, S. 151 ist ein Aufsatz über die Goldscheidung mit Schwefelsäure in Petersburg mitgetheilt worden. Man wendet daselbst Platingefässe an und nimmt auf 1½ bis 2 Pud güldische Silbergranalien auf jede 3 Theile in der Legirung enthaltenen Silbers 4 Theile Schwefelsäure. Es gehen täglich 10 bis 12 solcher Gefässe in Arbeit. Jede Extraction des Silbers dauert 6 bis 10 Stunden. Die Silberauflösung wird abgegossen und das rückständige Gold wird nochmals mit etwas Schwefelsäure erhitzt, und diese zweite Auflösung wird wiederum für sich abgegossen. Sie ist noch sehr sauer

und wird zur nächsten Scheidung mit verwendet. Das geschiedene Gold wird mit Wasser gut ausgekocht und wird gewöhnlich nach dem Einschmelzen auf einen Gehalt von 99,666 gebracht. Das Silber wird aus der Schwefelsäure durch Kupfer gefällt und zeigt nach dem Einschmelzen 99,15 Feingehalt.

e) Bis zu welchem Goldgehalte die Scheidung güldischer Silber durch Schwefelsäure zulässig ist, habe ich durch einige Versuche, s. d. Mittheilung in Erdm. J. B. 12, S. 406, zu bestimmen gesucht. Es ergab sich aus denselben, dass die Scheidung des kapellenfeinen Goldsilbers, eben so wie bei der Quartscheidung, nur bis höchstens 25 p.C. Goldgehalt noch vortheilhaft von Statten gehen kann.

5) *Die Kupfer- und Saigerhüttenprocesse betreffende Nachträge.*

(§§. 244—265. d. G. d. H.)

a) Zu §. 245 d. G. d. H. Kupfererze. Einige neue bekannt gewordene Kupfererze sind: Condurrit, enthält nach Faraday: Kupferoxyd 60,49, arsenige Säure 25,94, Wasser 8,98, Schwefel 3,06, Arsenik 1,5 und Spur von Eisen, s. Karsten's Archiv I, B. 18, S. 219, ferner: Kupfersilicate, s. Berthier in Hartmann's Jahrb. f. Mineralogie B. 1, S. 153 giebt an: Kieselmalachit aus den Ostpyrenäen: Kupferoxyd 41,8, Kiesel 26,0, Wasser 23,5 etc.; ferner Varietät von Unas: Kupferoxyd 44,9, Kiesel 34,8 und Wasser 20,2. Varietät von New-Jersey: Kupferoxyd 35,1, Kiesel 35,4 und Wasser 28,5. Alle drei sind mithin Kupferoxydsilicathydrate.

Noch sind als neu aufgefunden zu bemerken: Thrombolith v. Retzbanja in Ungarn mit 39,2 Kupferoxyd, 41 Phosphorsäure und das übrige grösstentheils Wasser, also phosphorsaures Kupferoxydhydrat. Kupferblau aus Baden, ein Silicathydrat mit 36,3 p.C. Gehalt an Kupfermetall, s. Breithaupt in Erdm. J. II, B. 10 S. 511 und B. 15, S. 321.

b) Zu §. 247, Zugutemachen der Kupfer-

schiefer. Die wichtigste Verbesserung der Verschmelzung der Schiefer zu Kupferstein ist die bereits oben S. 78 erwähnte Zustellung der Oefen mit einem Hintergestelle von Gestellstein, wobei jedoch das Schmelzen über das Auge nebst Brillenvorheerd beibehalten ist. Es wird dabei an Brennmaterial erspart, die Heerde bedürfen keiner so öftern Reparatur und die Arbeit geht im Heerde heisser und reinlicher. Nehmen wir den oben erwähnten Ofen zu Laimbach zum Anhalten, so wurde uns durch Hrn. O.-H.-Amtsauditor Ihle, welcher das Werk 1836 besuchte, Folgendes über die dortigen nun so genannten Grossöfen bekannt: Sie haben ein Sandsteingestell und arbeiten durch Gegeneinanderblasen 2 bis 3förmig, sind gegen 12 Fuss hoch und 5 Fuss 8 Zoll im Kohlensacke weit. Ein Ofen verarbeitet wöchentlich 30 bis 35 Fuder (à Fuder 60 Ctr.) gebrannten Kupferschiefer mit etwas rohem, mithin 1800 bis 2100 Ctr. Auf 60 Ctr. kommen 5 Ctr. Flussspath nebst etwas rohem Schiefer. Die Oefen arbeiten sehr reinlich und geben eine steinfreie Schlacke.

c) Ueber die Röstungsart der Kupfersteine, s. §. 252, ist Verschiedenes neu zur Sprache gekommen. Bredberg, s. Erdm. J. I, S. 56, giebt an, dass Kupfersteine, von welchem Gehalte sie auch sein mögen, sich vortheilhafter gepocht als in derben Stücken abrösten liessen. Man solle dazu grosse Flammenöfen anwenden und werde die mehreren Röstfeuer in Roststätten ersparen. Es wurde daher diese (eigentlich englische) Röstmethode hier auf der Freiberger Halsbrückner Hütte 1836 versucht, erforderte aber doch mehr Kosten als das gewöhnliche Abrösten in Roststätten, und doch war der Stein nicht so gut wie in letztern abgeröstet; s. Kalender für den sächs. B. u. H. 1838, S. 48. Es sollen jedoch mehrere derartige Versuche angestellt werden.

Heine, s. dessen Bemerkungen über das Rösten der Kupfersteine in Stadeln, im Bergwerksfreunde B. 1, H. 4, S. 49 hat gefunden, dass in den 9 Fuss langen Roststätten hinten ein Theil des Kupfersteins nicht

gehörig durchbrennt, und hat es vortheilhafter gefunden, nur 6 Fuss Länge, bei eben soviel Breite und 5 Fuss Höhe, zu geben. Der Stadelsohle von Lehm giebt er auf jeden Fuss 4 Zoll Ansteigen, und in der Rückwand der Stadeln werden Zuglöcher angebracht. Den zwei ersten Röstfeuern werden 200 Ctr., den spätern 100—120 Ctr. Stein übergeben. Zum Entzünden der ersten Feuer dienen 15 Wellen = ungefähr 150 Pfd. knüppelreiches Wellholz, unter welchen die Sohle mit Kohlenlösche bedeckt wird. Später reichen 12 Wellen hin. Ist der Rost in Gluth, so wird auch oben auf etwas Kohlenklein zur Decke gegeben. Schon bei dem 4ten Feuer solcher Rostbetten können einige Partien Gaarrost ausgehalten werden.

d) Ueber das Zugutemachen armer Kupfererze, §. 254, ist mir eine schriftliche Beschreibung des Kupferschmelzprocesses zu Moldawa im Bannat durch die Güte des verstorbenen hochverehrten Hrn. O.-B.-H. von Herder nach dessen Zurückkunft aus Serbien zu Theil worden, aus welcher ich hier als Beleg, wie man bedeutende Mengen armer Kupfererze zu Gute machen kann, eine kurze Uebersicht ausziehen will.

I. Erze: Kupferkies, vitriolische Cementerze, Kupferglas, Kupferschwärze, kupferhaltiger Eisenocher, zuweilen gediegenes blättriges und haarförmiges Kupfer, und die Gebirgsarten: Kalkstein, Thon, Quarz, Hornstein, Gyps, Sienit, Mergel und Granat, auch mitunter blendige und arsenikalische Geschicke. Es werden monatlich 5000 Ctr. Erze mit einem Durchschnittsgehalte von $2\frac{1}{2}$ Pfd. verschmolzen. Die erste Arbeit ist

II. das Rohschmelzen ordinairer Kupfererze. Es erfolgt in 23 Fuss hohen Oefen mit 2 Doppelbläsern.

Beschickung: 100 Ctr. $2\frac{1}{2}$pfündig gemischtes Erz, 16 bis 20 Ctr. guter Eisenkies mit $\frac{1}{2}$ Pfd. Kupfer a. C., Rohgekrätz vom vorigen Schmelzen, Ofenbrüche von der Schwarzkupferarbeit und Schwarzkupferschlacken als Flussmittel. Ausbringen: 1) Rohlech von 8 bis 10 Pfd. Kupfergehalt, viel Eisen und etwas Zink und

Arsenik haltend; 2) Rohofengekrätz mit 3 bis 4 Pfd. Kupfer ist ein Gemenge aus Schlacken und Lech; 3) abzusetzende unhaltige Schlacke, welche zum Theil als Flussmittel zur Schwarzkupferarbeit kommt.

Man setzt in 12 Stunden 110 bis 115 Ctr. Erz und Kies durch, wobei auf 100 Ctr. 308 W. C.F. buchene Kohlen aufgehen. Es werden nun

III. die Rohleche geröstet. Es erfolgt dieses in Roststätten auf Holzbetten in Quantitäten von 260 Ctr. in 2 Zoll grosse Stücke zerschlagenen Lechs. Durch 2 bis 3 Feuer wird derselbe in Rohlechrost umgeändert. Es folgt

IV. das Anreicherschmelzen in ähnlichen Oefen wie bei der Arbeit II. Beschickung: 100 Ctr. roher Kupfererze zu 2½ Pfd. Gehalt; 30 Ctr. Rohlechrost; Anreichergekrätz vom vorigen Schmelzen und etwa 5 p.C. Thon als Flussmittel. Ausbringen: 1) Anreicherlech zu 16—18 Pfd., 2) Gekrätz zu 5—6 Pfd. Gehalt und Schlacke von der Art der Rohschlacke. In 12 Stunden werden 115—125 Ctr. Erz und Lech durchgesetzt, und auch hier beträgt der Kohlenaufwand auf 100 Ctr. 304—310 buchene Kohlen.

V. Die Anreicherleche werden mit 8—9 Feuern geröstet, aber ein Theil derselben wird schon bei dem 5ten und 6ten Feuer als Anreicherlechrost ausgehalten. Es folgt nun

VI. die Schwarzkupferarbeit, welche über einen Krummofen betrieben wird. Beschickung: 100 Ctr. Anreicherrost, 5 Ctr. Gekrätz vom vorigen Schmelzen; 5 Ctr. Gaargekrätz und 20 bis 25 Ctr. Rohschlacken von der Arbeit II. Ausbringen: 1) Schwarzkupfer à 90—94 Pfd. Kupfergehalt mit etwas Eisen und wenig Zink und Arsenik; 2) Oberlech mit 45—50 Pfd. Kupfer; 3) Kupferklösse, d. i. sehr eisenreicher Ofenbruch mit 17—20 Pfd. Kupfergehalt. Der Oberlech wird mit 4—5 Feuern geröstet und kommt wie das 4) fallende Schwarzkupfergekrätz zur Schwarzkupferarbeit zurück. Die sehr gut und dünn geflossenen 5) Schwarzkupferschlacken kommen zur Roharbeit.

VII. Das **Gaarmachen** der Schwarzkupfer (Rosettiren) erfolgt in dem bereits im ersten Abschnitte dieses Werkes beschriebenen mittleren Gaarheerde, hier **Rosettirgrube** genannt. Es werden 7 Ctr. Schwarzkupferscheiben auf einmal gegaart und davon 5½ Ctr. schönes **Rosettenkupfer** ausgebracht. Die Gaarschlacke hält 25 Pfd. Kupfer im Ctr. und kommt zur Schwarzkupferarbeit. Ein Ctr. Rosettenkupfer erfordert 15½ C.F. buchene Kohlen und 5 Stunden Zeitaufwand.

e) Das Moldawaer Werk bringt nun auch einen Theil Kupfer auf dem **nassen Wege** aus. Es wird der dortige Bergbau auf Lagern und Butzenwerken betrieben, und es kommen in deren Gebirgsmassen von Urkalk, Sienit, Quarz u. s. w. verschiedene Kupfererze und Kupferkies führende Eisenkiese vor. Letztere oxydiren sich zum Theil bei dem Aufschliessen des Gebirges und bilden ein kupfervitriolhaltiges Wasser. Wo diese in den tiefer liegenden Kalk eindringen, bildet sich kohlensaures Kupferoxydhydrat von grüner und blauer Farbe und Gyps auf dem Wege doppelter Wahlverwandtschaft. Es ist eine Bildung von Kupfergrün und Kupferlasur. Da jedoch auf diesem Wege nicht alle Grubenwässer zerlegt werden, so sammlet man dieselben in einem 9 Ellen tiefen Sumpfe und wirft Eisenklösse *) (s. oben VI. 3) hinein. Das Eisen schlägt nun auf bekannte Art das Kupfer metallisch in strauss- und haarförmiger Gestalt nieder. Das gewonnene Cementkupfer wird gut ausgewaschen am Ende des Gaarmachens mit zugesetzt oder auch für sich eingeschmolzen.

f) Die §. 246 b d. G. d. H. erwähnte **Reductionsarbeit** ohne vorhergehende Steinbildung findet bei dem Zugutemachen der Kupfererze zu **Chessy** in Frankreich statt. Sie wird uns durch **Margerin** in den Ann. d. Mines 1830, V. 2, p. 293 beschrieben. Man verarbeitet daselbst vorzüglich **Kupferlasur** und **Roth-**

*) So findet doch wenigstens ein nützlicher Gebrauch dieser kupferhaltigen Eisenmassen, deren Bildung eigentlich durch Quarzzuschlag bei der Schwarzkupferarbeit zu vermeiden stände, statt.

kupfererz, welche in Thonschiefer, grobem Sandstein und Thon, begleitet von Eisenhydrat, Collyrit, Steinmark, seltener von Braunstein, Gallmei und Kalkspath, brechen. Man theilt die Erze in arme und reiche Blau- und Rotherze ein. Der Mittelgehalt kommt auf 25 p.C. Sie werden mit Kalksteinzuschlag und durch Coaks in Schachtöfen mit dem Spur verschmolzen. Die Beschickung wird aus Erzen, kleinen Kalkstücken und Erzschlacken so gemacht, dass das Erz etwa 27 p.C. beträgt. Im Durchschnitt ist der Kalkzuschlag 20 und der Schlackenzuschlag 50 p.C.; letzterer im Sommer grösser als im Winter. Armen Schlichen wird ein Zuschlag von 5 bis 6 p.C. Gaarschlacken gegeben. Der Coaksverbrauch ist grösser im Sommer als im Winter, nämlich im Sommer 90 Gewichtsprocent, im Winter 65 und im Durchschnitt 87. Man sticht täglich zweimal ab, und bringt aus: a) Schwarzkupfer etwa 7 bis 8 Ctr. pro Stich; b) etwas Geschur, d. i. ein Gemenge von Schlacken und etwas durch Einfluss der Coaks gebildetes Schwefelkupfer (Steine); c) Schlacken von blauer, schwarzer und braunrother Farbe. Erstere sind Kennzeichen des besten Ofenganges; d) die Ofenbrüche sind Gemenge von Kupfer- und Zinkoxyd. Das Gaarmachen der Schwarzkupfer erfolgt auf dem grossen Gaarheerde mit Schwarzkohlen von St. Foy. 3000 Kilogrammen Schwarzkupfer erfordern 1800 K. Steinkohlen und geben 2455 K. sehr schönes Gaarkupfer und 540 K. Gaarschlacken.

g) Ausser den bereits angeführten Schriften sind über die Kupferschmelzprocesse nachzulesen:

Bredberg, über einige bei Sambrucks Kupferhütte in Fahlun angestellte Versuche, in E. J. I, B. 4, S. 300, handelt vorzüglich von den Röstmethoden und der Gestalt der Oefen, und zwar sind 3förmige im Gebrauche. Winkler, die Kupfergewinnung zu Fahlun in Dalekarlien, E. J. I, B. 3, S. 265, giebt eine deutliche Beschreibung der dortigen Processe nebst manchen interessanten Bemerkungen und Angaben neuer Versuche. Dufresnoy und Beaumont. Ueber das Ausbringen des

Kupfers in Flammenöfen in den Ann. des Mines T. 9, p. 317; T. 10, p. 401 und T. 11, p. 207. Ebenso Vivion in Karsten's A. I, S. 160. Letzte beide Schriften machen uns mit den englischen Kupferschmelzprocessen bekannter.

h) Von bedeutenden Verbesserungen des Saigerhüttenprocesses ist mir nichts bekannt geworden, und es steht zu hoffen, dass dieser weitläufige und kostbare Process allmählich durch die weitere Verbreitung der Kupferamalgamation, so wie durch die Entsilberung des Kupfersteines durch das hydrostatische Schmelzen und durch die ungarischen Verbleiungsarbeiten, könne abgeworfen werden.

Einige mir auf der sächsischen Saigerhütte Grünthal bekannt gewordenen Versuche betreffen 1) die Reinigung eines sehr nickelhaltigen Schwarzkupfers vor der Saigerung; 2) die Verbesserung des Kupfers durch kalihaltige Zuschläge bei dem Gaarmachen und 3) die versuchte Anwendung erhitzter Gebläseluft bei einigen der Saigerhüttenprocesse.

Obgleich alle diese Versuche keine erspriesslichen Resultate lieferten, so will ich sie doch, der Bereicherung an Erfahrungen wegen, hier in einer gedrängten Uebersicht mittheilen.

I. Es wurden von der Königl. Antonshütte im Quartale Luciä 1833 120 Ctr. Schwarzkupfer auf die Saigerhütte Grünthal abgeliefert, welches man daselbst für so unrein erklärte, dass man es, ohne den gewöhnlichen Gang der Saigerarbeiten zu stören, nicht in die Frischbeschickung nehmen könne. Nach Kersten's Analyse enthielten 100 Th. des Schwarzkupfers: Kupfer 48,00, Blei mit Spur von Antimon 20,00, Nickel 19,00, Eisen 5,07, Schwefel 8,50, Silber 0,26 = 8¼löthig und Spur von Wismuth. Demnach kam es besonders bei vorzunehmenden Reinigungsversuchen auf die Abscheidung des Nickels an. Der Schwefel und das wenige Eisen allein hätten leicht verblasen werden können. Man stellte zuerst verschiedene Versuche an, dieses

Schwarzkupfer auf dem kleinen Gaarheerde durch Verblasen zu reinigen; allein da sich hierbei viel Kupfer mit dem Nickel zugleich verschlackte, viel Silber in die geschurähnlichen Abzüge überging und das zuletzt erhaltene Schwarzkupfer sich unbedeutend in Kupfer- und Silbergehalt erhöhet hatte, so erklärte man mit Recht diese Reinigungsmethode für unanwendbar. Etwas besser, doch ebenfalls sehr schwierig, ging ein oxydirendes Schmelzen von 30 Ctr. Schwarzkupfer auf dem grossen Gaarheerde, mit schwerem Gestübe zugemacht, vor sich. Es war schwer, die Masse in den Fluss zu bringen. Es bildete sich immer eine mehr gesinterte Kruste als eigentliche Schlacke auf dem Schwarzkupfer. Als nun nach 28stündiger Feuerung keine Annäherung zur Gaare sich zeigte, stach man das Metall in die Spleisstiegel und hob es in Scheiben ab. Es hatte sich dasselbe zwar etwas verbessert, welche Verbesserung aber keineswegs dem Gewichtsabgange über die Hälfte entsprach. Beide Arten der Reinigung sind daher als misslungen zu betrachten, und der Erfolg entsprach der älteren Erfahrung: dass Nickel, wegen seiner Schweroxydirbarkeit, vom Kupfer nicht durch Verschlackung zu scheiden sei. Die K. Antonshütte hat nun im laufenden Jahre eine abgesonderte Verschmelzung der silberhaltigen Kupfererze, durch welche sie ein reineres Schwarzkupfer zu erzeugen gedenkt, begonnen, und steht der Erfolg, der sich bis jetzt gut anlässt, zu erwarten.

II. Man wollte zu Grünthal, theils um die Güte der dort auszubringenden Gaarkupfer zu erhöhen, theils der Kostenersparung wegen, auf dem grossen Gaarheerde mit Zuschlägen operiren und wo möglich sodann, anstatt das Kupfer zu spleissen und es dem Hammergaarmachen zu übergeben, dasselbe sogleich zu schmiedbaren Hartstücken ausgiessen. Berthier's Analyse eines sehr guten Schweizer Gaarkupfers, nach welcher sich in demselben kleine Mengen von Kalium und Calcium fanden (s. Ann. de Phys. et de Chimie Juin 1830), veranlassten ihn zu dem Vorschlage, dem

zu gaarenden Kupfer alkalische Substanzen zuzuschlagen, um durch dieselben nicht allein etwas von Kalium und Calcium in das Kupfer zu bringen, sondern auch durch diese Flussmittel zur Reinigung des Kupfers von Nebenbestandtheilen einzuwirken. Einige durch Heine auf Mannsfeldischen Hütten deshalb angestellte Versuche erweckten Hoffnung zur Realisirung dieses Vorschlages, und man stellte deshalb folgende Versuche zu Grünthal an: Man vermengte 44¾ Pfd. Pottasche mit 11¼ Pfd. Mehlkalk und theilte das Gemenge in 3 Theile. Es wurden sodann einem gewöhnlichen grossen Gaarmachen 45 Ctr. Kienstöcke, 2 Ctr. Gutschlackenkupfer und 3 Ctr. verblasenes Schlackenkupfer, in Summa 50 Ctr., übergeben. Als das Kupfer auf dem Heerde eingeschmolzen und schon einige Male Schlacke gezogen war, setzte man 9⅓ Pfd. des obigen Gemenges einrührend dem flüssigen Kupfer zu. Die Schlacke wurde steifer und das Gebläse konnte schwer durch die krustenartige Schlacke dringen. Nach ¾ Stunden wurden wieder Schlacke gezogen und darauf die 2te Portion Zuschlag von 18⅔ Pfd. gegeben und dasselbe noch einmal mit der 3ten Portion von 28 Pfd. des Zuschlages wiederholt. Die Steifheit der Schlacke blieb dieselbe, und das Gaarmachen wurde dadurch sehr aufgehalten. Nach 23 St. zeigte die Spanprobe, wie es schien, eine schöne Gaare. Das Kupfer war dann auch gut, aber nicht ausgezeichnet gaar, und wäre wahrscheinlich eben so ausgefallen, wenn man ohne Zuschläge statt 18 St. 23 St. gegaart hätte; auch liess sich ein aus demselben gegossenes Hartstück durchaus noch nicht verschmieden. Man glaubte das Misslingen dieses Versuches vorzüglich darin suchen zu müssen, dass der Zuschlag bloss auf die Oberfläche des fliessenden Kupfers und nicht auf die Gesammtmasse einwirken konnte; meiner Meinung nach auch wohl darin, dass es an Desoxydationsmitteln des Kali's und der Kalkerde fehlte.

Man ging nun zu Versuchen auf dem Hammergaarheerde über. Bei diesen Versuchen ist zuvor zu bemerken, dass man zu Grünthal bei der Hammergaare immer

etwas Quarz und Flussspath als Reinigungsmittel zusetzt. Bei dem ersten Versuche setzte man ein: ¾ Ctr. Gaarkupfer, ½ Ctr. altes Kupfer und 1½ Ctr. Kupferabschnitt und liess das Metall mit 2 Pfd. Pottasche, 2 Pfd. Quarz und 2 Pfd. Kalk zwischen Kohlen eingehen. Das erhaltene Hammergaarkupfer war nicht sonderlich, zeigte schwarze Flecke und wurde rissig bei dem Verschmieden. Etwas besser fiel das Kupfer bei dem 2ten Versuche mit 2 Pfd. Pottasche, 1 Pfd. Kalk und 1 Pfd. Quarz behandelt aus. Es wurde zwar nicht rissig unter dem Hammer, bekam aber eine schmuzige Farbe und hatte ein sogenanntes hadriges Ansehen. Wieder schlechter war das Resultat des 3ten Versuches mit 3½ Pfd. Pottasche und 1 Pfd. Quarzzuschlag. Der 4te Versuch mit 3½ Pfd. Pottasche allein gab ebenfalls schwarzfleckiges unbrauchbares Kupfer. Bei dem 5ten Versuche liess man zuerst das Kupfer mit dem gewöhnlichen Zuschlage von 3 Pfd. Quarz und 1 Pfd. Flussspath einschmelzen, zog Schlacke und rührte dann erst 1½ Pfd. Pottasche ein. Auch das hier ausgebrachte Kupfer taugte nichts, dampfte bei dem Anglühen, war fleckig, blätterte ab u. s. w.

Man gab nun den Gedanken, die Pottasche anzuwenden, auf und ging zum Gebrauche des Weinsteins über. Bei diesem ergaben sich nun mehrere gute Ausfälle, z. B. wenn man das Kupfer in obengedachter Menge zuerst mit 3 Pfd. Quarz und 1 Pfd. Flussspath und darauf mit 1½ Pfd. gestosenem Weinstein eingehen liess; auch wenn man das Gemenge von 3 Pfd. Quarz, 1 Pfd. Flussspath und 1 Pfd. Weinstein sogleich gemengt zusetzte u. s. w. Aus allen Versuchen, deren noch mehrere ähnliche nachfolgten, ergab es sich: dass Pottasche — wie ich dieses ihrem Gehalte an schwefelsaurem Kali zuschreibe — das Kupfer bei dem Hammergaaren verdirbt, dass aber Weinstein allerdings nicht allein nicht schadet, sondern eher die Farbe und Dehnbarkeit etwas verbessert. Es sind daher dergleichen Versuche unter mancherlei Abänderungen, z. B. durch Tiegelschmelzen, noch fortzusetzen.

III. Dass die Versuche, erhitzte Gebläseluft bei Saigerhüttenschmelzprocessen anzuwenden, keine sonderlichen Resultate gegeben haben, ist bereits oben S. 66 bemerkt worden, und brachten dieselben weder bei dem Frischen, noch bei den Gekrätzarbeiten, noch bei dem Hammergaarmachen erhebliche Vortheile.

6) Nachträge, das Zugutemachen gold- und silberfreier Bleierze betreffend.

(§§. 270—275 d. G. d. H.)

a) Bleierze. Es sind als neu aufgefunden zu verzeichnen: Orangefarben Bleierz von Wanklodhead enthält: phosphorsaures Bleioxyd 87,66, Chlorblei 10,07, chromsaures Bleioxyd 1,20, Wasser 10,40.

Molybdänsaures Bleierz von Panama in Südamerika: basisch molybds. Bleioxyd 56,7, kohlensaures Bleioxyd 17,5, Clorblei 6,6, phosphors. Bleioxyd 5,4, chromsaures Bleioxyd 3,6, eingemengte Gangart 7,6, s. Boussingault in d. Ann. de Ch. et de Ph., Nov. 1830, p. 325.

Vanadinsaures Braunbleierz von Zinapan, war schon früher durch del Rio aufgefunden und wurde in seiner Mischung durch Mitscherlich erkannt. Mehrere Varietäten der Braunbleierze hat Kersten genauer analysirt, s. Schweigger's Journ. B. 62, S. 1. Eine neue Species, das Schwerbleierz, lehrte uns Breithaupt kennen. Es ist Bleiperoxyd mit 86,62 p.C. Bleigehalt, kommt wahrscheinlich zu Leadhill vor, s. Erdm. J. II, B. 10, S. 508.

Das S. 319 d. G. d. H. erwähnte Spiessglanzbleierz kennen wir nun in 2 Varietäten, nämlich Jamesonit = 50,7, Schwefelblei u. 49,3, Schwefelantimon, und Zinkenit = 36,8 Schwefelblei und 61 Schwefelantimon. Selenbleierz besteht aus 72,3 Blei und 27,7 Selen, s. Berthier's oben angef. Handbuch der metall.-analytischen Chemie, übers. v. Karsten, Th. 2, S. 622.

Tellurbleierz vom Altai, nach Rose, s. Poggend.

Ann. B. 18, S. 64, hält 60,35 Blei und 38,73 Tellur, auch 1,28 Silber.

Plumbocalcit von Wanklodhead nach Johnston = kohlensaures Blei- und Calciumoxyd.

Zinkbleispath aus Sardinien ist nach Kersten kohlens. Blei- und Zinkoxyd, s. Schweigger's Journ. B. 65, S. 365.

Ueber die Gehalte aufbereiteter französischer Bleierze an Gangarten ist nachzusehen: Berthier's oben angeführtes Werk S. 629 und über die Harzer: Karsten's Arch. II, B. 10, S. 117.

b) Ueber die §. 273 und 274 d. G. d. H. angeführten Bleischmelzprocesse in Flammenöfen ist vorzüglich nachzulesen: Dumas, angew. Chemie B. 4, S. 233 — 241 der Uebersetzung.

7) *Resultate neuerer analytischen Untersuchungen der bei den §. 192 — 267 d. G. d. H. beschriebenen Arbeiten gefallener Silber-, Kupfer- und Bleihüttenproducte.*

Gut gerösteter Rohstein v. Sala: Eisenoxyduloxyd 92,40. $\dot{\mathrm{P}}\mathrm{b}$ 0,15. $\dot{\mathrm{Z}}\mathrm{n}$ 1,00. As. säure 0,68. $\dddot{\mathrm{S}}$ Säure 2,06. Ag 0,07. $\dddot{\mathrm{S}}\mathrm{i}$ 1,93. $\dot{\mathrm{T}}\mathrm{a}$ Spur. (Winkler in Erdm. J. I, B. 1, S. 341.)

Kupferstein von der ersten Suluschmelzung in Fahlun. Fe 58,14, Cu 9,81, Zn 1,44, Pb. 0,58, S. 26,70, $\dddot{\mathrm{S}}\mathrm{i}$ 1,95. (Winkler, Erdm. J. I, B. 4, S. 308.) Mit diesen Angaben stimmen andere dergleichen Resultate der Analysen Fahluner Kupfersteine, von Bergsten und Johnson erhalten, bis auf kleine Abweichungen überein, s. Erdm. J. I, B. 3, S. 382.

Sulukupferschlacke von Fahlun in 2000 Th.: $\dddot{\mathrm{S}}\mathrm{i}$ 943, Fe 735, $\ddot{\mathrm{M}}\mathrm{g}$ 47, $\ddot{\mathrm{T}}\mathrm{a}$ 114, $\ddot{\mathrm{A}}\mathrm{l}$ 114. (Sefström in Erdm. J. I, B. 3, S. 285).

Dünnstein (Lech von der Schwarzkupferarbeit) von Fahlun. Cu 57,48, Fe 17,12, Zn 0,74, S. 24,15, Johnson, s. Erdm. J. I, B. 3, S. 297.

Schwarzkupferschlacke v. Fahlun: S̈i 27,36, Ḟe 64,81, Ċa 0,32, Ṫa 2,27, Äl 3,51, Cu 0,96 (Bergsten in Erdm. Journ. I, B. 3, S. 299).

Eisensauen v. Fahluner Schwarzkupferschmelzen:

No. 1. Fe 42,17, Cu 49,85, Zn 1,14, S 6,80.
- 2. - 64,82, - 32,88, - 0,02, - 1,20.
Äl 072, S̈i 1,58 (Sefström in E. J. I, B. 3, S. 300).

Gekrätzabzüge v. Fahluner Gaarkupferschmelzen:
Ḟe 75,25, C̈u 17,25, Ṗb 2,40, S̈i 4,0 (E. J. I, B. 3, S. 303).

Kupferhaltiger Eisenkies v. Fahlun, eine geröstete Stuffe, gab 3 Schichten zu erkennen und enthielt im Kern: Fe 42,92, Cu 13,81, Zn 4,14, S̈i 8,99, Ṫa 1,55, Äl 1,30, S 21,60;
in der Schicht darüber: Fe 40,11, Cu 19,96, Zn 0,8, S 26,12, S̈i 6,00, Ṫa 2,20, Äl 0,95 und
in der äussern Schicht: Ḟe 58,01, C̈u 3,18, Żn 0,60, S 18,96, S̈i 11,57, Ṫa 0,30, Äl 9,19.

Es war also nun die äusserste Kruste oxydirt und schwefelärmer. (Lagergreen und Schiölberg in E. J. I, B. 5, 91).

Roher Kern eines völlig abgerösteten Stückes Kieserz: Cu 47,4, Fe 19,4, S 19,8, Erdensilicat 13,3 (Bredberg, s. E. J. I, B. 5, 92.)

Kern von einmal geröstetem Kupferstein: S 29,30, Fe 47,31, Cu 19,57, Zn 2,66, eisenhaltige Kieselerde 0,40 (Reuter, s. E. J. I, B. 5, 93).

Schwarzkupfer v. Fahlun: Cu 86,10, Fe 11,25, Zn 0,92, S 1,40 (Bredberg, s. E. J. I, B. 5, 93).

Bleischlacken v. Alstonmoor: S̈i 28,5, Ḟe 25,0, C̈u 24,0, Żn 10,6, Äl 7,0, Ṗb 3,0 (Berthier, Annal. d. Mines, Mars 1839).

Fluggestübe aus dem Condensator zu Alstonmoor: schwefelsaures Ṗb 65,6, Ṗb 10,2, Żn 13,8, Ḟe 3,4, Kieselthon 5,6, Schwefelblei 1,4 (Berthier, ebendas.).

F l u g g e s t ü b e aus den Schornsteinen der Reverberir-Bleiöfen zu Conflans: schwefelsaures $\dot{P}b$ 39,0, $\dot{P}b$ 42,6, Erden 17,4 (B e r t h i e r, ebendas.).

B l e i e r z s c h l a c k e aus dem Reverberirofen v. Redruth: $\ddot{S}i$ 35,0, $\dot{F}e$ 22,5, $\dot{C}a$ 19,0, $\dot{P}b$ 12,0, $\dot{Z}n$ 6,0, $\ddot{A}l$ 3,5, Spur v. S u. C (B e r t h i e r ebendas.).

G e s i n t e r t e r R a u c h d e r S c h o r n s t e i n e der Reverberiröfen zu Redruth: $\dot{P}b$ 71,2, $\ddot{S}i$ 20,6, $\ddot{A}l$ 7,2. $\dot{C}u$ 0,2, $\dot{F}e$ Spur (B e r t h i e r, ebendas.).

B l e i e r z s c h l a c k e v. G r o s s i n g t o n v. Reverberirofen-Schmelzen mit Flussspath- und Kalkzuschlag: Fluorcalcium 1,5, $\dot{B}a$ 33,5, Ca 4,5, $\dot{P}b$ 34,0, $\dot{F}e$ 3,0, Schwefelsäure 23,5 oder in der Zusammensetzung berechnet: Fluorcalcium 1,5, schwefelsaurer Baryt 51,0, schwefelsaurer Kalk 10,6, Bleioxyd 34,0, Eisenoxyd 3,0 (B e r t h i e r, ebendas.).

B l e i e r z s c h l a c k e n von Matloc vom Verschmelzen in Reverberiröfen mit Fluss- und Kalkspathzuschlag: No. 1. Fluorcalcium 16,0, $\dot{B}a$ 16,4, $\dot{C}a$ 17,8, $\dot{P}b$ 15,9, $\dot{F}e$ und $\dot{Z}n$ 4,5. No. 2. Fluorcalcium 13,6, $\dot{B}a$ 19,7, $\dot{C}a$ 22,5, $\dot{P}b$ 6,6, $\dot{F}e$ 2,0, $\dot{Z}n$ 2,0, Beide Schlacken enthalten überdies 27,8 bis 32,0 Schwefelsäure und Spuren von Kohlensäure (D u f r e s n o y und C o s t e und P e r d o n e t, s. B e r t h. ebendas.)

B l o s s g e s i n t e r t e S c h l a c k e n von Matloc: Fluorcalcium 7,2 bis 8,5, $\dot{B}a$ 14,4 bis 16,0, $\dot{C}a$ 14,7 bis 17,0, $\dot{P}b$ 8,8 bis 22,0, $\dot{P}b$ 15,2 bis 1,7, $\dot{F}e$ 5,5 bis 15,4, $\dot{Z}n$ 7,2 bis 8,0, $\dot{C}d$. Spur, Schwefelsäure 11,7 bis 19,9, S 0,3 bis 2,4.

M e t a l l i s c h e r S o h l e n o f e n b r u c h (Eisensau) von der Verschmelzung alter Thurmhöfer Rohschlacken auf der Muldner Hütte bei Freiberg: Fe 88,51, Si 9,03, S 1,24 und Spuren von Al, Cu, Ni, Co, As und C, analysirt durch P l a t t n e r (s. Kalender für den sächsischen Berg- und Hüttenmann 1839, S. 104.)

R o h s c h l a c k e n vom Verschmelzen der Rohbeschickung zu Freiberg:

N. 1. $\ddot{S}i$ 46,27, $\ddot{A}l$ 1,91, $\dot{C}a$ 5,23, $\dot{F}e$ 44,82,

Ṁg 0,5, Ag 0,003, P̈b 0,25, schwefelsaures Kali Spur.

N. 2. S̈i 51,40, Äl 1,14, C̈a 3,01, Ḟe 43,31, Ag 0,003, Mg Spur, schwefelsaures Kali Spur (Schneider, Erdm. J. I, B. 11, 35).

N. 3. S̈i 51,95, Äl 7,35, P̈b 1,40, Ḟe 18,15, C̈u 13,25, T̈a 6,15, Ṁg 1,40 (Erdmann in E. J. I, B. 11, 37).

N. 4. S̈i 48,75, Äl 10,10, Ḟe 35,68, C̈u 4,88, Mg 0,028, Spuren von T̈a und P̈b (Erdmann, ebendas.).

N. 5. S̈i 50,33, Ḟe 38,24, Äl 6,0, Ṫa 2,00, Spuren von Ṁg, B̈a und P̈b (Erdmann, ebend.).

Schwarzkupferschlacke von Freiberg: S̈i 32,35, Ḟe 59,50, Äl 6,50 (Erdmann ebendas.).

Bleischlacke von Freiberg: S̈i 37,30, Ḟe 40,92, Äl 8,15, C̈u 2,66, T̈a und Ṁg 3,0, P̈b 7,16 (Erdmann ebendas.).

Rohstein, Freiberger: Fe 66,41, S 19,27, Pb 6,48, As 5,56, Cu 1,50, Zn 0,60, Ag 0,15 (Leschner, in Erdm. J. I, B. 11, 25). Es wurde durch Leschner's Analyse der abweichende Blei- und Silbergehalt verschiedener Rohsteinscheiben von demselben Abstechen zugleich nachgewiesen. Die obere gab: 3 Pfd. Blei und 2½ L. Silber im Cent.; die 2te folgende 4 Pfd. Pb und 3½ L. Ag.; die 3te: 4 Pfd. Pb und 4 L. Ag.; die 4te: 6 Pfd. Pb und 4¼ Loth Ag, und das untere Königsstück ebenfalls 6 Pfd. Pb und 4¼ Loth Ag.

Gerösteter Rohstein ebendaher: Eisenoxyduloxyd 88,86, schwefelsaures Bleioxyd 4,50, Z̈n 2,0, C̈u 1,56, Äs 1,25, S̈ 1,03, S 0,25, Ag 0,07 (Leschner, ebendas. S. 26).

Unreines Rohmetall von der Amalgamation mit eisernen Kugeln: Ag 66,25, Cu 27,75, Pb 5,29, Fe 0,34, Sb 0,21, Au 0,010 (Leschner, ebend. S. 28.).

Unreines Tellersilber von eben dieser Arbeit Cu 45,00, Fe 33,85, Ag 14,82, Pb 0,34, Sb 0,31, As 0,08, S 0,10, Erden 0,37 (Leschner, ebendas. S. 28).

Schwarzkupfer (Halsbrückner) Cu 49,50, Pb 42,66, As 3,00, Fe 2,07, Ag 0,44, Zn 0,37, S 0,50, Erden 0,50 (Leschner, ebendas. S. 29).

Abstrichblei von 10 über einander stehenden Schichten eines zersägten Cylinders 85,50 bis 98,07 Pb, 1,47 bis 6,85 Sb, 0,24 bis 2,86 As, 0,008 bis 0,024 Ag. In den 7 oberen Scheiben waren nur Spuren von Kupfer, in den drei unteren 0,20, 1,00 und 4,43 p.C. dieses Metalles (Leschner, ebend. S. 30).

Gewöhnliches Tellermetall von der Freiberger Amalgamation: Ag 80,10, Cu 19,67, Sb 0,213, Au 0,0156 (Lampadius in E. J. I, B. 3, 434).

Waschbottichtellersilber ebendah., Cu 82,91, Ag 16,95, Sb 0,125, Au Spur (Lampad. ebend.).

Bleistein, Freiberger: Pb 25,13, Cu 12,10, Fe 33,12, Sb 4,75, As 2,45, Ag 0,021, S 19,52 = Bisulfuret des Eisens 43,00, Bleisulfuret 28,90, Kupfersulfuret 15,10, Antimonsulfuret 6,54, Arseniksulfuret 3,56, Silbersulfuret 0,22. (Lampad. in Erdm. J. I, B. 14, 264).

Silberhaltige Kobaltspeise von Oberschlema, zur Amalgamation bestimmt: Ni 40,50, Bi 32,10, As 17,50, Co 5,02, Fe 2,10, S 1,0, Ag 0,224 (Lampad., ebendas. S. 263).

Krystallisirtes Abstrichblei von Freiberg: Pb 93,10, Sb 3,42, As 1,21, Cu 1,02, Fe 0,45 (Lampad., ebend. S. 266).

Rohsteine, 1) Freiberger von der Verschmelzung mit Rohsteinzuschlag (s. oben S. 99.): Fe 71,56, S 20,07, As 3,25, Pb 3,18, Cu 0,75, Zn 0,74, Ag 0,242. 2) Derselbe ohne Rohsteinzuschlag ausgebracht: Fe 64,59, S 18,98, As 5,60, Pb 6,21, Cu 1,65, Zn 0, 56, Ag 0,13 (Schaff, E. J. I, B. 14, S. 268).

Bleisteinspeise von der Ockerhütte bei Goslar: Fe 68,03, S 7,81, Ni 6,51, Cu 5, 68, As 5,04, Sb 3,35, Co 1,67, Ag 0,003, Pb 0,60 (Jordan, E. J. II, B. 10, S. 433).

Bleispeise von Antonshütte: Fe 35,43, Ni 23,72, As 14,14, Pb 10,12, Co 8,10, S 3,13, Cu

1,75, Ag 0,089 (Lampad. in Erdm. Journ. II, B. 13, S. 196).

Glimmrig Kupfer v. Andreasberg: $\dot{Cu}$ 54,25, $\ddot{Sb}$ 39,81, $\dot{Pb}$ 4,05, $\ddot{Ag}$ 0,16, $\dot{Fe}$ 0,07, Thonsilicat 1,58, S 0,08. Diese Bestandtheile bilden die kleinen glänzenden Schuppen, welche auf dem Kupfer sitzen (Hausmann und Stromeyer in Schweigg. Journ. B. 19, S. 261). Als sehr merkwürdig ist die von Heine bei dem Kupferschmelzprocess beobachtete Bildung des Orthoklas in Krystallen. Es fand sich derselbe als Ofenbruch in einem Rohofen zu Sangerhausen und war in seiner Mischung dem natürlichen gleich.

In dem schon mehrmals angeführten Handbuche der metall. analyt. Chemie von Berthier, übersetzt v. Kersten, findet man die Resultate mehrerer älteren und neueren Analysen der hier in Rede stehenden Hüttenproducte, als von Bleihüttenproducten: Werkblei, Frischblei, Abstrichblei, Bleisteine, geröstete Bleierze. Bleierzschlacken von Flammen- und Schachtofenschmelzen, Abstrich, Heerd und Fluggestübe; Kupferhüttenproducte: Gaarkupfer, Schwarzkupfer, geröstete Kupfererze, Kupfersteine, Kupfererz- und Steinschlacken, Gaarschlacken.

Die neuesten Mittheilungen über die Bestandtheile sächsischer Hüttenproducte giebt uns Kersten im Jahrb. für den Berg- und Hüttenmann 1839. Wir finden daselbst die Ausfälle seiner neueren Analysen des Rohsteins von Freiberg, des Schlackenrohsteins ebendas.; einer Eisensau von der Schlackenverschmelzung, der Rohschlacke, des Bleisteins, der Bleispeise, der Bleischlacken, des Werkbleies von Antonshütte, der gelben Glätte, des Kupfersteins, ohne Eisenzuschlag erzeugt, des Schwarzkupfers von Antonshütte; des Amalgams und der Amalgamirlauge von der Halsbrücke.

Von meinen eigenen hierher gehörigen Bearbeitungen der Hüttenproducte führe ich noch an:

Ueber die Bildung und chemische Mischung

der Hüttenproducte. s. Erdm. J. I, B. 14, S. 259 u. ff. und

Aeussere und chemische Charakteristik der Grünthaler Saigerhüttenproducte in Erdm. J. II, B. 11, S. 321.

IV. Das Zugutemachen der Eisenerze betreffende Nachträge, s. S. 332, §. 276 bis 420 §. 341 d. G. d. H.

Nehmen wir als der Wahrheit nahe kommend an, dass nach den Angaben von Villefosse, Schmid und Hasse jährlich in Europa allein etwa 27 Millionen Centner Roheisen ausgebracht werden, so gehören dazu bei durchschnittlich anzunehmender Benutzung der Eisenerze zu 40 p.C. 65 Millionen Centner der letzteren, und es ergiebt sich daraus die Wichtigkeit dieses Zugutemachens als Hauptinhalt der Eisenhüttenkunde. Diese macht einen Theil der Eisengewerbskunde aus, welche uns sämmtliche chemische und mechanische Bearbeitungen der Eisenerze und des Eisens lehrt. Die Eisengewerbskunde theile ich in folgende Doctrinen ein:

1) Eisenbergbaukunst. Sie lehrt uns das Aufsuchen, die Gewinnung und die Aufbereitung der Eisenerze.

2) Eisenhüttenkunde. Sie lehrt das Probiren der Eisenerze und Eisenhüttenproducte und ihre Bearbeitung auf Luppeneisen, Stückofeneisen, Hoh- und Blauofeneisen (Roheisen), Frischeisen und Stahl.

3) Eisenfabrikenkunde. Sie enthält die mannigfachen Bearbeitungen des Eisens in Fabriken, als: a) durch rein chemische Processe; b) durch mechanische und chemische; c) durch Mechanik allein.

4 Eisenhandwerkskunde.*)

1) *Eisenerze.*

(§. 277 – 282 d. G. d. H.)

Seit der Herausgabe des Grundrisses sind wir durch die Arbeiten mehrerer Chemiker und Hüttenleute theils

*) Es erscheint wünschenswerth, dass man eine eigene Eisengewerbskunde nach vorstehendem Plane ausarbeiten möge.

genauer mit den Bestandtheilen und Gehalten der §. 278 bis 282 aufgestellten Eisenerze bekannt geworden, theils sind auch mehrere neue Eisensteine aufgefunden worden. Ich will daher in Folgendem zuerst meine eigenen hierher gehörigen neueren Erfahrungen angeben und sodann die nöthigen litterarischen Nachweisungen in Bezug auf fremde Untersuchungen hinzufügen.

Im hiesigen Laboratorio der Bergacademie sind in neuerer Zeit theils durch mich, theils durch meine Zöglinge für das Eisenhüttenwesen nachfolgende reine und zum Verschmelzen von den Hüttenwerken entnommene mit Nebenbestandtheilen gemengte Eisenerze theils analysirt, theils auf Roheisen durch die Tiegelprobe untersucht worden:

a) Magneteisensteine.

(§. 278. d. G. d. H.)

Magneteisenstein, mit Hornblendegestein gemengt, von Ehrenfriedersdorf. Die Tiegelprobe gab 51 p.C. Roheisen.

Krystallisirter Magneteisenstein, mit Titaneisen und etwas Serpentin, vom Ural. Die Analyse gab: $\ddot{F}e$ 65,51, $\dot{F}e$ 26,81, $\ddot{T}i$ 4,30, $\ddot{S}i$ 6,01; ausserdem Spuren von $\ddot{T}a$, $\ddot{A}l$ und $\dot{M}g$. Tiegelprobe 60,5 p.C. R.E.

Oktaëdrischer M.E. von Monte Calamita auf Elba: $\ddot{F}e$ 69,0, $\dot{F}e$ 29,2, 0,11 Bergart und 0,22 Ti. Tiegelprobe 68,5 p.C. Roheisen.

Dichter M.E. von Gieshübel, gemengt mit viel Quarz, Eisenkies, etwas Kupferkies und Blende. Tiegelprobe 59 p.C. R.E.

Dichter M.E. von Schmalzgrube bei Marienberg, mit Kalkstein gemengt. Durch Essigsäure wurden aus demselben 13,90 kohlensaurer Kalk ausgezogen. Tiegelprobe 52,7 p.C.

Magneteisenstein mit viel körnigem Strahlstein und röthlich lichtbraunem Granat durchzogen von Kallig in Böhmen. Tiegelprobe 31,2 p.C.

Mulmiger Magneteisenstein von Erlahammer. Tiegelprobe 59,7 p.C.

Körniger M.E., mit Eisenglanz gemengt, von Berggieshübel: $\ddot{F}e$ 69,01, $\dot{F}e$ 28,03, Bergart 1,2. Tiegelprobe 69,5.

Derber reinster Magneteisenstein vom Ural: $\ddot{F}e$ 68,7, $\dot{F}e$ 30,95. Tiegelprobe 70,13.

Magneteisenstein, mit Trümmern von Schwefelkies, von Kallig in Böhmen: $\ddot{F}e$ 67,1, $\dot{F}e$ 28,5, S 3,1, Spur von Glimmer. Tiegelprobe 67,3.

Magneteisenstein, stark mit edlem Granat und grünem Strahlstein gemengt, von Rateborschitz in Böhmen: $\ddot{F}e$ 34,57, $\dot{F}e$ 16,20, $\ddot{S}i$ 30,20, $\ddot{A}l$ 7,01, $\ddot{T}a$ 1,20 und Spur von Mg. Tiegelprobe 34,32.

b) Eisenoxyderze.
(§. 279. d. G. d. H.)

Eisenglanz, krystallisirter, mit Stockwerksgestein gemengt, von Altenberg. Tiegelprobe 45,30 R.E.

Eisenglimmer, reinster, von Lauter in der Schweiz = $\ddot{F}e$ d. i. 69,34 Fe und 30,66 O. Tiegelprobe 70,2. Das Roheisenkorn hatte dunkelgrauen Bruch, verrieth mithin einen starken Kohlengehalt, daher der verhältnissmässig schwere König von Roheisen; übrigens war die Probirschlacke fast farblos.

Derber und krystallisirter E.Gl. aus der Eisengrube von Rio auf Elba: $\ddot{F}e$ 98,3, Kieselthon 1,7. Tiegelprobe 64,7 p.C. R E.

Blättriger, E.Gl. mit Eisenocher, von Marino bei Rio auf Elba. Tiegelprobe 57,9 p.C. R.E.

Eisenglanz, mit Quarz innig gemengt, kommt in der Eisengrube bei Rio in grossen Massen vor und wird daselbst nicht für schmelzbar gehalten. Er hinterliess, durch Glühung mit kohlensaurem Kali aufgeschlossen und mit Salzsäure völlig extrahirt, 35,37 ausgeglühte Kieselerde, dürfte daher allerdings eines starken Kalkzuschlages bei dem Verschmelzen bedürfen, und besteht demnach ungefähr aus 36 bis 37 Quarz und 64 bis 63 Eisenoxyd. Tiegelprobe gab 42,7 R.

Eisenglanz in Geröllen, welcher längs der Küste von Rio la Marino bis Rio Albano (1½ Stunden) aufgeschwemmt liegt, und auf den Eisenhütten den Namen Ferraceo bekommt.

Einige der Gerölle gaben bei der Tiegelprobe 65,2 p.C., andere nur 59,7 p.C. R.E.

Sandiger Eisenglimmer (Puletta) wird bei stürmischem Wetter vom Meere in Menge ausgeworfen und längs der Küste Marina di Oxio gesammelt. Er ist unter dem Namen Poletta bekannt und ein für neapolitanische Eisenhütten sehr gesuchtes Mineral, ist ziemlich reines Eisenoxyd und gab 64,3 p.C. R.

Dichter und blättriger Eisenglanz, mit Kalkspath gemengt, von der rothen Hütte am Harz. Essigsäure zog 9,72 Kalkspath aus, und die Tiegelprobe gab 52,7 p.C. R.E.

Rotheisenstein mit Quarz, vom Rothenberge bei Schwarzenberg: $\ddot{F}e$ 89,70, $\dot{S}i$ 8,31, adhärirendes Wasser 1,97. Tiegelprobe gab 55,3 p.C. R.E.

Dichter R.E. mit etwas Schwefelkies von Junge hohe Birke Fdgr. bei Freiberg: $\ddot{F}e$ 93,0, S 3,1, Fe 1,9, $\dot{S}i$ 1,10. Die Tiegelprobe gab 65 p.C. R.

Derselbe geröstet, gab, als die zerriebene Masse mit kohlensaurem Natron geglüht und in Salzsäure aufgelös't wurde, in dem Filtrat einen Niederschlag mit salzs. Baryt, enthielt mithin basisch schwefels. Oxyd.

Rotheisenstein mit viel Eisenkiesel, von Joh.-Georgenstadt, gab nach der Zerlegung mittelst kohlens. Natron und Salzsäure 42,7 p.C. Kiesel, dürfte daher nicht im Grossen verschmelzbar sein.

Rotheisenstein, mit einem durchsetzenden Trum von Kalkspath und Spatheisenstein, von Kallig: $\ddot{F}e$ 79,31, $\dot{M}g$ 5,72, $\dot{C}a$ 4,30, $\ddot{C}$ 7,50, Aq 3,40. Tiegelprobe 50,5 p.C. R. E.

Reiner dichter R.E. von Holubkau, gab bei der Tiegelprobe 65,9 p.C. Roheisen.

Rother Eisenrahm von Suhl: $\ddot{F}e$ 89,70, $\dot{M}g$ 4,30, Aq 5,70, Spur von Kiesel. Tiegelprobe 66,3 p.C. R.E.

c) *Eisenhydraterze.*
(§. 280. d. G. d. H).

Fasriger Brauneisenstein (Braunglaskopf) von Wunderbar Fürstenglück bei Raschau: F̈e 85,29, Aq 12,30, Kieselthon 2,17. Tiegelprobe 57,49 p.C.

Brauneisenstein-Krystalle, aus Schwefelkies gebildet, Minera di Ferro auf Elba. Nach dem Aufschliessen dieses Eisensteins mittelst kohlens. Natron und Salzsäure gab das Filtrat eine Spur von Schwefelsäure durch salzs. Baryt. Der Wassergehalt betrug 11,7, und die Tiegelprobe gab 54 p.C. R.E.

Dichter Brauneisenstein mit etwas diagonalem Nadeleisenerz und Quarz, von Schlewitz auf der Herrschaft Milin in Böhmen: F̈e 66,90, M̈g 1,75, Aq 10,20, S̈i 15,03, Äl 3,00. Tiegelprobe 47,5 p.C. R.E.

Thoniger Brauneisenstein, als Gang im Grauwackengebirge unweit Przibram vorkommend: F̈e 61,30, M̈g 15,00, Aq 11,90, Al 8,10, S̈i 3,90. Tiegelprobe 46,7 p.C.

Ochriger Brauneisenstein von Kamsdorf bei Saalfeld: F̈e 70,0, M̈g 4,50, Aq 13,00, Ṡi 3,0, Tiegelprobe gab 49,3 p.C. R.E.

Ochriger Gelbeisenstein aus der Grube bei Rio auf Elba. F̈e 73,05, Ag 16,00, S̈ 3,70, S̈i 4,05, Äl 1,10. Tiegelprobe 48,2 R.E.

Ochriger Gelbeisenstein mit Stilpnosiderit von Saska in Böhmen: F̈e 71,40, Aq 14,20, P̈h 12,10, Thonkiesel 1,30. Tiegelprobe 46,30 p.C. R.E.

Gelbeisenerz, mit **Bohnerz** verbunden, von Wasseralfingen. Tiegelprobe 47,3 p.C. R.

Mulmiger Gelbeisenstein aus Graubünden in der Schweiz: F̈e 70,20, Aq 13,1, kohlensaurer Kalk 10,50, S̈i 5,21, Äl 1,01, Spur von M̈g und T̈a. Tiegelprobe 45,3 p.C. R.E.

Brauner Thoneisenstein von Maxdorf in Sachsen: F̈e 60,01, Aq 15,10, S̈i 11,9, Äl 13,00. Tiegelprobe gab 39 p.C. R.E.

Kalkreicher grauer Thoneisenstein von Us-

trow in Gallizien: F̈e 65,12, Äl 9,40, S̈i 4,21, kohlens. Klk 12,90, Aq 8,00. Tiegelprobe = 40,13 R.E.

Linsenförmiger Thoneisenstein von Radnitz in Böhmen: F̈e 64,52, Al 22,70, Si 7,50, Aq. 5,10. Tiegelprobe gab 41,20 R.E.

Bitumenhaltiger brauner Thoneisenstein aus Schottland. Schwefelalkohol zog 9,35 p.C. Bitumen aus diesem Fossil aus. Die Tiegelprobe gab 51,30 p.C. R.E.

Rother Thoneisenstein mit Rotheisenstein gemengt, von Kleschtanitz: F̈e 80,10, Al 10,12, S̈i 4,01, Aq. 5,20, Spur von S̈, Mg und T̈a. Tiegelprobe gab 51,90 R.E.

Anmerkung. An die Thoneisensteine reihen sich nun die von Karsten (s. dessen System der Metallurgie, B. 4, S. 95) aufgestellten Kieseleisensteine an, welche Nebensilicate des Thons enthalten.

Als Beispiel ihrer Mischung dient der Kieseleisenstein von Candern in Baden. Er enthält Fe 61,61, S̈i 20,85, Äl 8,50, Aq. 8,18 und Spuren von Ċa und Mg. S. Schweigger's Jahrb., B. 21, S. 209.

Nach Karsten's Eintheilung zerfallen sie in Eisenoxydul- und Eisenoxyd-Kieseleisensteine.

Von Eisenoxydul-Kieselerzen habe ich mit Kalkboraxglas folgende auf Roheisen probirt und erhalten: aus Blaueisenstein vom Vorgebirge der guten Hoffnung 29,2 p.C.; Chamoisit: 43,5; Sideroschisolit 50,1; Hisingerit 30,5; Bohnerz von Candern 45,0; Grünerde 15,7; Chlorit 28,7 und Granat von Fahlun 29,9 p.C. Eisenoxydulkiesel gaben mir: der Opaleisenstein 30,20 p.C., Kieseleisenstein von Kupferrath 47,0 und Nontronit 20,35 p.C.

Raseneisenstein von Zinsdorf bei Liebenwerda: F̈e 65,30, Humussäure 13,50, P̈h 6,50, Aq. 10,4, Kieselthon 4,30. Tiegelprobe 48,2 p.C. R.E.

Wiesenerz von Uebigau unweit Liebenwerda. F̈e 63,21, Humussäure 12,40, P̈h 6,70, Aq. 9,70, Kieselthon 5,70.

Sumpferz aus der Gegend von Liebenwerda. Die Tiegelprobe gab 42,70 p.C. R.E.

Morasterz aus der Oberlausitz. Tiegelprobe gab 39,30 p.C.

d) Kohlensaure Eisensteine.

Thoniger Spatheisenstein von Planitz bei Zwickau: Ḟe 59,40, Ṁg 8,7, C̈ 28,11, S̈i 6,45, Äl 5,55. Tiegelprobe 42,30 R.E.

Spatheisenstein, mit Kalkspath und ochrigem Brauneisenstein, aus Kärnthen: Ḟe 62,13, Ṁg 7,30, C̈ 24, C̈a 4,00, Ṫa 1,3. Tiegelprobe gab 43,50 p.C.

Sphärosiderit, mit jaspisartigem Thoneisenstein durchzogen, von Schlee Kretscham bei Zittau: Ḟe 49,12, Ṁg 1,70, Ċ 21,3, S̈i 21,20, Äl 2,90. Tiegelprobe 34,0 p.C.

Krystallisirter Eisenspath von Lobenstein im reussischen Voigtlande: Ḟe 60,3, Ṁg 1,2, C̈ 37,5, Spur von C̈a und T̈a. Tiegelprobe 43,70 p.C. R.E.

Schwarzeisenstein, in Thoneisenstein übergehend, aus Polen: M̈g 49,91, F̈e 40,30, Äl 8,70, Si 1,50. Die Tiegelprobe 54,3 p.C. Roheisen mit starkem Mangangehalt.

2) Zu §. 282. Verschiedene nicht verschmelzbare Eisenerze betreffend.

a) Das Vorkommen des gediegenen Eisens, ausser dem Meteoreisen, scheint nun nicht mehr zweifelhaft zu sein. Zuerst fand Torrey ein solches in dem Scholeys-Gebirge in New-York in Nordamerika und giebt dessen Mischung = 80 Eisen und 20 Graphit an. Er nennt es Sinderographit; dann fand man es in Canaan aus 94 Eisen- und 6 Graphitblättchen gemengt, und später in der Gegend von Bedford in Pensylvanien geschmeidig krystallinisch mit dem geringen Gehalt von 0,015 Arsenik und 0,004 Graphit; s. Leonhard's Taschenbuch für Mineralogie, B. 15, S. 932.

b) Die Eisenkiese betreffend, halte ich dieselben, wenn es sonst an anderen Erzen mangelte, doch des Zu-

gutemachens fähig. Gemeinen Schwefelkiesen würde ich zuerst im Treibeofen ihren Schwefelgehalt nutzbar entziehen, sie sodann in grossen Flammenöfen mit Kohlenzusatz völlig todt rösten und sie darauf mit Kalkzuschlag zu Roheisen verschmelzen. Bei Versuchen im Kleinen erhielt ich auf diese Weise ein Roheisen mit nicht mehr als 0,09 Schwefelgehalt.

Ob das Titaneisen brauchbares Eisen liefern könne? darüber hat Morell besondere Versuche, deren Resultate noch nicht bekannt geworden sind, versprochen. S. Erdm. J. 1, B. 5, S. 97. Das Eisenblau, wie es mit Rasenstein vorkommt, fand Wichmann gemischt aus Fe 42, P̈h 28, Humussäure 4 und Wasser 26. S. Kastner's Archiv für Naturlehre, B. 12, H. 4.

3) Zu §. 233 Den Einfluss der Nebenbestandtheile in Eisensteinen auf das Zugutemachen derselben betreffend.

Den Einfluss des Zinks bei der Roheisenerzeugung genau kennen zu lernen, liess Karsten 320 Cent. Gallmeyerze von 15 p.C. Zink- und 31 p.C. Eisengehalt über dem Hohofen verschmelzen und erhielt dennoch ein gutes brauchbares Roheisen; s. dessen Eisenhüttenkunde, 2te Aufl., B. 1, S. 337.

Die nachtheilige Einwirkung des Schwerspaths in Eisensteinen hat man durch einen reichlichen Kalkzuschlag — z. B. zu Luisenthal im Gothaischen — gehoben. Es bildet sich dabei eine Schlacke, welche Schwefelcalcium und Barytsilicat enthält; s. meine Untersuchung deshalb in Erdm. J. I, B. 18, S. 24.

4) Ueber neuere Analysen der Eisenerze sind folgende Schriften nachzulesen:

Meyer's Beiträge zur Kenntniss des Eisenhüttenwesens in Schweden. Berlin 1829.

Karsten's System der Metallurgie, B. 4, S. 95.

Ueber die körnigen Eisenerze in den Ann. de Chim. et d. Ph., B. 35, S. 246.

Wichmann über die Raseneisensteine in Kastner's Archiv f. Naturlehre, B. 12, H. 4. Er entdeckte die Humussäure nicht allein im Raseneisensteine vom Hagenbruche bei Braunschweig, sondern auch im erdigen Eisenblau, im Gelbeisenstein und im Bohnerz. In mehreren Raseneisensteinen habe ich, s. S. 134, dieselbe ebenfalls gefunden.

Colquhoun's metallurgische Abhandl. über die Sphärosiderite in Karsten's Archiv I, B. 17, S. 134.

Breithaupt, über ein neues Eisenerz aus N.-Amerika in Schweigger-Seidel's Jahrbuch der Chemie 1833, S. 13. Es enthält Eisenoxydul mit Talkerde und Titansäure nebst etwas Thonerde.

Zachrisson, über den Titangehalt der Tabergerze in Erdm. J. I, B. 2, S. 112.

Analysen verschiedener schwedischen Eisensteine in Erdm. J. I, B. 5, S. 97 und 98.

v. Kobell, über das Titaneisen aus dem Spessart, Erdm. J. II, B. 1, S. 87, so wie früher über das Titaneisen von Egersund und über den Kipdelophan im N. Jahrbuch der Ph. und Ch., B. 4, S. 49 und 245.

Derselbe, über die in der Natur vorkommenden Eisenoxyhydrate (Nadeleisenerz, Göthit, Lepidokrit, Stilpnosiderit und Brauneisenerz) in Erdm. J. II, B. 1, S. 181 und Fortsetzung S. 319.

Düfresnoy, Beschreibung des Junkerits, einer neuen Mineralspecies (besteht grösstentheils aus kohlensaurem Eisenoxydul nebst Kieselerde und wenig Talkerde); s. Ann. d. Ch. et d. Ph. Vol. LVI. p. 198.

Ueber mehrere Eisenoxydhydraterze nach Berthier, Drappier, d'Aubisson, Karsten, Morell, Pfaff, s. Dumas Handb. der angew. Chemie, Bd. 3, S. 28 u. ff. der Uebersetzung, so wie über Magneteisensteine S. 37; über Eisenblau S. 103; über Huraulit, Hetepozit S. 104; über Eisensteine S. 107; über Eisenpäthe S. 110, 112, 113; über Spärosiderit S. 114 und in den Anmerkungen der Uebersetzer über Blutstein, Brauneisensteine,

Gelbeisensteine, Bohnerze, Raseneisensteine S. 141—144.

Karsten's chemische Untersuchung verschiedener **Magneteisensteine** in dessen Archiv I, B. 16, S. 17 und 30.

Berthier über **Roheisenstein**, Karsten's Archiv I, B. 6, S. 406. Endlich findet man eine zahlreiche Zusammenstellung der Resultate chemischer Analysen älterer und neuerer Zeit in **Berthier's** mehrmals citirtem Werke S. 227—249 der **Kersten'schen** Uebersetzung, so wie dieselben Resultate bis auf 1827 in Karsten's **Eisenhüttenkunde**, 2te Aufl., B. 2, S. 1—78, und über das Verhalten der Eisenerze bei dem Verschmelzen in dessen **System** der metallurgischen Chemie, B. 4, S. 83 u. s. f.

5) Zu §. 284 d. G. d. H. Das Probiren der Eisensteine betreffend.

Wenn man noch hie und da bemerkt hat, die Eisenproben auf Roheisen seien unzuverlässig, so darf ich hoffen, durch meine in **Erdm.** J. I, B. 3, S. 233 mitgetheilte **Anleitung zur sichern Probirung der Eisenerze auf trocknem Wege**, so wie durch die Ausbildung vieler Schüler im Fache der Eisenprobirkunst, diese Ansicht widerlegt zu haben. Bei meiner Probirungsmethode erhalte ich stets wohl geflossene Roheisenkönige, deren Gewicht das des im Grossen auszubringenden Roheisens um 1—3 p.C. übersteigt.

Ueber die **Trennung des Eisenoxyduls** vom Eisenoxyd hat **Fuchs** ganz vortheilhaft den kohlensauren Kalk, welcher das Oxyd, aber nicht das Oxydul fällt, in Anwendung gebracht. v. **Kobell** hat diese Scheidungsmethode bestätigt; s. **Erdm.** J. II, B. 1, S. 81. **Döberiemer** schlägt zu diesem Behuf das ameisensaure Natron vor, welches aus neutralen Solutionen beider Oxydate nur das Oxyd als ameisensaues fällt; s. ebendas. S. 371.

6) *Aufbereitung der Eisenerze.*

(§. 288 d. G.)

Zu Taberg in Schweden sind in neueren Zeiten Versuche über die Concentration der Eisenerze durch das Verwaschen unternommen worden.

Das gewählte Erz bestand aus Magneteisenstein in Trapp und Talk und gab 25 p C. Roheisengehalt nach der Tiegelprobe. Es wurde geröstet, nass gepocht und durch Schlemmen verwaschen. Es wurde dadurch auf einen Gehalt von 40—43 p.C. gebracht, und 3—5 p.C. des Gehaltes verblieben in den Abgangsschlichen. Da aber die Hohofenmeister über den mulmigen Zustand der Schliche, welcher bei dem Verschmelzen hinderlich sei, klagten, so wurde diese Aufbereitung vor der Hand wieder aufgegeben. Ich würde daher, um dennoch Gebrauch von dieser fast doppelten Concentration des Gehaltes und der Reinigung des Erzes zu machen, das Einsümpfen und Binden des Schliches, durch etwa 5—8 p.C. eines Gemenges aus Kalk und Lehm empfehlen.

Ueber die auf mehreren französischen Eisenwerken gebräuchliche Läuterungsmaschine (patouillet), durch welche man die Eisenerze von Sand und anderer erdigen Kläre befreit, sehe man Dumas' Handb. d. angew. Chemie, B. 4, S. 13 und 585 der Uebersetzung, so wie Taf. 71. Fig. 1 und 2 nach. In v. Arndt's Abhandlungen aus dem Gebiete der Mineralogie, Elberfeld 1834, findet man S. 120 eine Abh. über die Aufbereitung der Eisenfossilien nebst Beschreibung einer Wasch- und Scheidemaschine.

7) *Rösten der Eisensteine.*

(Zu §. 290 d. G.)

a) Ueber den Vortheil, welchen das Rösten der Eisenerze gewährt, so wie über den Vorzug des Röstens in Oefen sind in Schweden manche Beobachtungen gemacht worden. Nach Sefström's Berechnungen werden bei der Verschmelzung von ungerösteten 16 p.C. Wasser haltenden Eisensteinen 5 p.C. Kohle im Hohofen verbrannt, welche nichts zur Vermehrung der Hitze bei-

tragen, s. dessen **Bemerkungen über das Rösten der Eisensteine** in Erdm. J. I, B. 4, H. 3, S. 314.

Nach **Af Uhr** bedarf man bei der Röstung in freien Roststätten 4¼ C.F. Holz, in dem von ihn nach Rumfordischer Art eingerichteten Röstofen nur 2¾ C.F. auf eine gegebene Menge Eisenstein. 1000 Schiffspfund Eisenstein kosten im Freien zu rösten 244 Thlr. und in dem Ofen nur 141 Thlr., s. Erdm. J. I, B. 8, H. 3, S. 306. Man lese ferner über die Eisensteinröstung nach: b) **Vorschläge der schwedischen Hohofenmeister wegen Verbesserung der Eisensteinröstung** in Erdm. J. I, B. 7, S. 380 u. B. 3, H. 2, S. 309 meinen Aufsatz: **über die zweckmässige Vorbereitung gewisser Eisensteine.** Er betrifft die zweckmässigste Art der Röstung der Magneteisensteine, das Auslaugen der gerösteten schwefelkieshaltigen und das Einsümpfen der mulmigen Rotheisensteine.

8) *Das Ausbringen des Schmiedeeisens aus Eisenerzen.*

(§. 292 d. G.)

In Frankreich haben **Moisson - Deroches, Dumas** und **Grellet** vorgeschlagen, das Schmiedeeisen unmittelbar aus Erzen durch Flammenfeuer darzustellen. Das wäre mithin eine Luppenfrischerei mittelst des Reverberirfeuers, und schon im Jahre 1830 ist **Grellet** Inhaber eines Patentes, welches ihm Dumas abtrat, geworden. Da mir indessen seit jener Zeit nichts über die wirkliche Ausführung dieser Methode bekannt geworden ist, so verweise ich meine Leser auf die Annales de l'industrie T. V, N. III, Mars 1830, p. 197.

Das Wesentliche dieses Vorschlages besteht in Folgendem:

Man soll drei mit einander in Verbindung stehende feuerfeste Reverberiröfen, deren einer ein wenig höher als der andere zu liegen kommt, und die einen gemeinschaftlichen Feuerheerd bekommen, erbauen. In dem vom Feuerheerde entferntesten soll man das Eisenerz abrösten, sodann das geröstete Erz in den mittleren

Ofen, dessen Sohle mit Coaks bedeckt wäre, ziehen, das Erz daselbst ausbreiten und es mit gröblichen Coaks bedecken. In diesem Ofen soll nun das Eisenoxydat, zu Metall reducirt, sintern, und wenn dieses erfolgt ist, soll es auf den Heerd des 3ten am Feuerheerde zunächst liegenden Ofens in ein Bad von flüssiger Schlacke geschoben werden. Hier sollen sich nun die erdigen Theile zu Frischschlacke verglasen und das sich absondernde halbgaare Eisen soll auf demselben Heerde gepuddelt werden. Nach Moissons-Deroches Berechnung würde dabei eine Ersparung von $\frac{1}{4}$ der französischen Frischhütten und $\frac{2}{3}$ an Steinkohlen stattfinden; s. auch über diesen Process meinen Aufsatz nebst Anmerkungen in Erdm. **J. I, B. 9, S. 361—380**, so wie das Neuere über die catalonischen Frischfeuer von **Combes** in Karsten's Archiv **IX, S. 463.**

9) *Die Eisenhohöfen betreffende Nachträge.*

(§. 295 und 296 d. G. d. H.)

a) Zu **§. 296.** Man nennt auch den ganzen oberen Theil der Hohöfen, sowohl des Rauh- als auch des Kernschachts, die Gicht. Bei niedrigen Oefen hört der Rauhschacht mit der Oeffnung der Gicht auf (d. i. offene Gicht); bei höheren zieht man den Rauhschacht in Gestalt einer Kappe, um die Flamme unschädlich zu machen, gewölbt zusammen (bedeckte Gicht). In neuerer Zeit hat man auch aus dieser Kappe einen seitwärts gebogenen Canal angelegt, um die Gichtflamme zum Kalk- und Ziegelbrennen (s. Oynhausen in Karsten's Archiv **I, B. 6, S. 369** und Klippstein ebendas. **B. 8, S. 180**) so wie zum Erhitzen der Gebläseluft anzuwenden. Im südlichen Deutschland ist der Gichtmantel, d. i. eine Erhöhung des Rauhschachtes von **10—12** Fuss hoch, gewöhnlich. Hie und da endet der Gichtmantel in eine hohe kegelförmige Esse, und in Schweden giebt man dem Mantel ein Dach aus schwarzem Blech. Dass man auf der Sayner Eisenhütte bei Ehrenbreitenstein den Hohofen statt mit einem Rauh-

gemäuer mit einem gusseisernen Mantel umfasst hat, ist bereits S. 77 kurz erwähnt. Ich bemerke hier noch nachträglich, dass hierzu in einander gefalzte gusseiserne Platten angewendet werden, welche vom Boden bis an die Gicht den Kernschacht umschliessen. Die 11 Fuss hohe Gicht selbst ist aus gusseisernen 1 Fuss breiten Ringen construirt.

b) Beschickung für den Hohofenbetrieb, §. 300 d. G.

Hauptsätze zum Anhalten bei der Entwerfung einer guten Beschickung für den Hohofen.

Ausser dem, was über Beschickungen im Allgemeinen hinsichtlich der stöchiometrischen Principien, den Betriebsproben u. s. w. bereits oben S. 8 u. 11 angegeben wurde, sind hier noch folgende Grundregeln, den Hohofenbetrieb betreffend, nachzuholen.

1) Sind verschiedene Arten der Eisensteine vorhanden, hat man dieselben so zu gattiren, dass ein gewisser Mittelgehalt, etwa zu 30—40p.C. Roheisenausbringen und ein guter Schmelzgang erhalten werde.

2) Bei ärmeren Erzen suche man ganz ohne eisenleere Zuschläge oder mit der möglichst geringen Menge derselben auszukommen.

3) Bei reichen Erzen dagegen soll man zur Schützung des Eisens gegen Abbrand, und zur Verhütung eines frischen Ganges gut schmelzbare Zuschläge, als Basalt, Feldspath, Erlan, Glimmer und dergl., anwenden.

4) Kann es sein, so wende man überhaupt eisenhaltige Zuschläge, als Ferrocalcit, Basalt, Granat, gute gaare Eisenfrischschlacken u. dergl., an.

5) In Bezug auf die Silicatbildung sind solche Zuschläge zu wählen, welche ohne Bildung von Eisenoxydulsilicaten einen guten Fluss hervorbringen.

6) Suche man so viel wie möglich der Bildung der einfachen und Bisilicate des Kalks, Thons und Talks

nahe zu kommen, da sowohl die Subsilicate als die Trisilicate sich strengflüssiger als erstere zeigen.

7) Nach Garney soll man höchstens auf 50—55 p.C. Roheisen ohne Zuschläge beschicken. Duhamel verlangt 4—5 Theile Schlacke auf 1 Theil auszubringenden Roheisens. Dieses ist aber zu viel. 2—3 Theile werden in den meisten Fällen ausreichend und bei reichen leichtflüssigen Erzen noch weniger nöthig sein.*)

8) Bei ärmeren Erzen muss vorzüglich ein hoher Grad der Leichtflüssigkeit der Schlacke ausgemittelt werden.

9) Ein zu geringer Fluss giebt sich durch eine strenge zähe Schlacke bei übrigens gaarem Ofengange, ein zu dünner hingegen durch gierige fressende Schlacke und durch die Bildung des weissgrellen Roheisens zu erkennen.

10) Die Hauptregel ist, dass bei einer sich gleich bleibenden Erzgattirung das vorzüglichste Verhältniss der Zuschläge getroffen worden ist, wenn bei demselben Grade des guten Gaarganges das Brennmaterial den höchsten Erzsatz trägt.

11) In allen Fällen, wo feuerbeständige Säuren zu absorbiren sind, kann nur gewöhnlich der Kalksteinzuschlag, seltener der von kali- und natronreichen Fossilien gebraucht werden.

12) Setzt man Eisenfrischschlacke mit zu, so wähle man die gaare und betrachte sie als Eisenoxydulsilicat, aus welchem durch Kalk das Kalksilicat soll gebildet werden.

*) Einige von französischen Eisenwerken entnommene Data mögen dieses beweisen. In Ober-Saone erzeugt man aus 330 Ctr. Eisenstein und 65 Ctr. Kalkzuschlag 100 Ctr. Roheisen. Wenn sich bei dem Verschmelzen dieser Beschickung wenigstens $\frac{1}{4}$ Kohlensäure und Wasser verflüchtigen, so werden dabei etwa 221 Ctr. Schlacke fallen; von 300 Ctr. Eisenstein und 100 Ctr. Kalk zu Dordogne 225 Ctr.; von 275 Ctr. gattirten Eisensteinen allein zu Côte d'or 131 Ctr. und von 300 Ctr. Eisenstein zu Couvin 150 Ctr. Hohofenschlacken, d. i. mithin 2,21, 2,25, 1,31 und 1,50 Schlacken auf 1 Th. Roheisen.

c) Abwärmen des Hohofens, §. 301 d. G.

Die Holzkohlenöfen vor dem Ablassen anzuwärmen, lehrt Schäffer auf folgende von den früheren Methoden abweichende Art:

Nach dem Zustellen und Vorlegen des Wallsteines überzieht man das Gestell mit einem Gemenge aus gepulverten Hohofenschlacken, Kalk und Frischschlacken mit Wasser angerührt, einige Linien dick, und bedeckt den Anstrich zu mehrerer Sicherheit mit 1 Zoll dicken Mauerziegeln. Nun werden Gestell und Schacht sogleich mit Kohlen gefüllt. Hat sich das Feuer hinreichend verbreitet, so werden Form und Stich verschlossen und der Vorheerd wird mit Eisenplatten bedeckt, die Gicht bleibt aber offen und, um nur etwas Luft hinzuzulassen, wird unter dem Tümpel ein Flintenlauf eingelegt. Nach 48—60 Stunden steigt die Gluth bis zur Gicht. Man giebt nun Kohlen nach, öffnet alle Tage einige Male den Vorheerd, zieht Kohlen vor und deckt ihn dann wieder zu. Die Bekleidung des Gestelles wird bei dem Anlassen des Ofens wieder weggeschmolzen.

d) Zu §. 303 d. G., Anlassen der Hohöfen betreffend.

Als Beispiel, wie man allmählich mit dem Erzsatze steigt und nach Beschaffenheit der Umstände wieder fällt, um auf eine Zeit lang das richtige Verhältniss zwischen Kohle und Beschickung zu bestimmen, führe ich folgendes bei einem Hohofen, in welchem man Thoneisenstein mit 8 p.C. Kalksteinzuschlag verschmolz, beobachtetes Steigen und Fallen mit der Beschickung an. Der 32 Fuss hohe und im Kohlensacke 7 Fuss weite Hohofen wurde mit weichen Holzkohlen betrieben. Die Kohlengicht war 25 C.F. rheinländisch.

Am	1sten	Tage	setzte	man	19	Gichten von	24	Ctr.	Besch
-	2ten	-	-	-	24	- -	47	-	-
-	3 -	-	-	-	24	- -	48	-	-
-	4 -	-	-	-	31	- -	74	-	-
-	5 -	-	-	-	32	- -	80	-	-

Am 6ten Tage setzte man 34 Gichten v. 101 Ctr. Besch.
- 7 - - - - 36 - - 116 - -
- 8 - als die Schlacke sich etwas steif zeigte 33 - - 115 - -

Am 9ten Tage musste man wegen des etwas rohen Ganges und der steifen Schlacke noch zurückgehen auf 32 Gichten und 112 Ctr. Beschickung. Da sich nun den 10ten Tag wieder ein sehr guter Ofengang zeigte, so stieg man zu 38 Gichten und 133 Ctr. Beschickung, musste aber den 11ten Tag wieder auf 35 Gichten fallen und noch weiter den 12ten Tag auf 31 Gichten und 114 Ctr. Beschickung. Den 13ten Tag erreichte man 34 Gichten und 136 Ctr. Beschickung. Dieses Verhältniss blieb nun, nachdem man noch einige Male 24stundenweise gewechselt hatte, der dem Ofen am besten zusagende Satz. Bei der 22sten Gicht zeigte sich die Schlacke im Heerde.

e) Zu §. 304. Fortsetzung des Aufgebens der Gichten.

Folgende von mir auf Eisenwerken beobachtete Beschickungssätze mögen die Verschiedenheit der Förderung im Hohofen erläutern.

1) Ein Hohofen von 27 Fuss Höhe verschmolz eine Beschickung von Thoneisenstein, gelbem Eisenocher, Braun- u. Spatheisenstein mit 10 p.C. Kalk in halben Gichten aus 12 C.F. rhl. fichtenen Kohlen und 340 Pfd. Beschickung.

2) Ein Hohofen von 36 F. Höhe verschmolz Rotheisenstein mit etwas Eisenspath und 8 p.C. Kalk. Die halbe Gicht von 12,75 Tannenkohlen trug 252 Pfd. Beschickung.

3) Ein 30 F. hoher Ofen, welcher Bohnerz in Kalkmasse brechend mit $\frac{9}{10}$ fichtenen und $\frac{1}{10}$ buchenen Kohlen verschmolz, bekam in ganzen Gichten 22 C.F. Kohlen und 390 Pfd. Erz und förderte 28—30 Gichten in 24 Stunden.

4) Ein 32 F. hoher Ofen wurde mit Rotheisenstein,

Brauneisenstein, Ocher und Magneteisenstein bedient. Der Zuschlag bestand in 28 p.C., aus gleichen Theilen Basalt und Kalk gemengt. Er erhielt Kohlengichten zu 35 C.F. aus ¾ weichen Scheitholz- und ¼ Stockkohlen gemengt und trug 563 Pfd. Erzsatz, förderte in 24 St. 14 bis 15 Gichten.

5) Ein 32 F. hoher Ofen, welcher 100 Raseneisenstein, 10 Rotheisenstein und 5 Magneteisenstein, mit 10 p.C. Kalk beschickt, verschmolz, erhielt auf die Kohlengicht 40 C.F. kieferne Kohlen von 3 Ctr. Gewicht und diese trug 606 Ctr. Beschickung. Er förderte 15 bis 16 Gichten.

6) Ein 40 F. hoher Ofen hatte Thoneisenstein mit 16 p.C. Kalk zu verschmelzen und wurde als Coaksofen mit doppelten Gichten, deren jede 14,5 C.F. Coaks und 480 Pfd. Beschickung betrug, bedient. Man setzte in demselben 45 Gichten in 24 Stunden durch.

f) Zu §. 312 d. G. Beispiele von Hohofenbeschickungen und deren Ausbringen.

Zur Vergleichung des Ausbringens unter verschiedenen Verhältnissen dienen folgende Beispiele.

a) Bei verschiedenen Gebläsetemperaturen:

Zu Wasseralfingen verschmelzt man über Hohöfen von 32 F. Höhe, 8 F. Kohlensack- und 5 F. Gichtenweite mittelst zweier Formen 4 Theile Bohnerz in Kalkmasse und 1 Th. Raseneisenstein zu 31,5 p.C. Ausbringen. Ein Ofen, welcher mit kalter Luft 206 Wochen lang betrieben wurde, bedurfte zur Erzeugung von 100 Ctr. Roheisen 185 Pfd. einer aus 9,87 buchener und 13,13 tannener gemengten Kohle und ein zweiter unter eben diesen Verhältnissen in 242 Wochen auf 100 Ctr. Roheisen 176 Pfd. Kohlen = im Durchschnitt auf 100 Roheisen 180,5 Kohlen. Der zweite dieser Oefen, mit bis zu 165—210° R. erhitzter Gebläseluft betrieben, bedurfte auf 100 Gewichtstheile Roheisen nur 113 Pfd., mithin nur 0,611 derselben Kohlen.

Diese Angabe findet sich in Hartmann's Jahrbuch der Mineralogie B. 1, H. 2, S. 319. Seit jener Zeit ist

der Betrieb beider Hohöfen zu Wasseralfingen mit heisser Gebläseluft mit Vortheil eingeführt worden. Mir von dort aus zugekommenen schriftlichen Mittheilungen zufolge brachte der eine Hohofen, der Wilhelmsofen, 1837 in 41 Schmelzwochen 24209 Ctr. Roheisen aus 75532 Ctr. gemischten und mit 8693 Ctr. Kalk beschickten Erzen, bei einem Aufwande gemengter Kohlen von 22051 Zuber (1 Zuber = 20 C.F.) aus. Der Ctr. Erz gab 32,03 Pfd. Roheisenausbringen und der Ctr. des letzteren bedurfte 18,21 C.F. Kohlen. Der zweite, der Friedrichsofen, lieferte in 50 Schmelzwochen 35116 Ctr. Roheisen aus 110179 Ctr. Erzen, 11691 Kalkstein und mit dem Kohlenverbrauch von 28166 Zuber Kohlen. Das Ausbringen aus 1 Ctr. Erz = 31,87 Pfd. und der Ctr. Roheisen erforderte 16,03 C.F. Kohlen. Der etwas grössere Kohlenverbrauch, der bei der ersten Campagne nur 14 bis 15 C.F. p.C. Roheisen betrug, kam von dem grösseren Gehalte des Gemenges an weicher Kohle.

Zu Clyde erforderten 100 Ctr. Beschickung aus 77 Ctr. Thoneisenstein und 23 Ctr. Kalk 175 Ctr. Coaks bei einem Roheisenausbringen zu 37 p.C. bei Coaksöfen, mit kalter Luft betrieben. Bei der Anwendung erhitzter Gebläseluft waren auf 100 Ctr. Beschickung, aus 85 Ctr. Eisenstein und 15 Ctr. Kalk bestehend, 126 Ctr. Coaks erforderlich. Der erste Ofen gab wöchentlich 900, der zweite 1200 Ctr. Roheisen.

b) Nach verschiedener Beschaffenheit der Eisensteine und der Coaks zeigen nach mir zugekommenen schriftlichen Nachrichten englische Coaksöfen, unter sich verglichen, folgende Verschiedenheiten:

In W a l e s erfordern 100 Ctr. Roheisen: 325 Ctr. Eisenstein, 75 Ctr. Kalkzuschlag und 300 Ctr. Coaks; in S t a f f o r d s h i r e 300 Ctr. Eisenstein, 100 Ctr. Kalk und 325 Ctr. Coaks und in Y o r k s h i r e 400 Ctr. Eisenstein, 100 Ctr. Kalkstein und 600 Ctr. Coaks.

c) Bei einer ähnlichen Vergleichung der französischen Holzkohlenöfen giebt D u m a s (B. 4, S. 705 seines

Handbuches) an: 100 Ctr. **Roheisen erfordern** in **Ober-Saone:** 330 Ctr. Eisenstein, 65 Ctr. Kalk, 150 Ctr. Holzkohle; in **Dordogne:** 300 Ctr. Eisenstein, 100 Ctr. Kalk, 170 Ctr. Kohle; in **Côte-d'or:** 275 Ctr. gattirten Eisenstein, 168 Ctr. Kohle und zu **Couvin:** 300 Ctr. Eisenstein und 128 Ctr. Kohle.

Karsten in seiner Eisenhüttenkunde 2te Aufl. B. 3, S. 258 giebt an, dass der Kohlenverbrauch auf 1 Gewichtstheil zu erzeugenden Roheisens zwischen 1 und 5 Gewth. Kohle und dem Maasse nach zwischen 10 und 28 C.F. rheinl. auf 100 Berliner Pfd. Roheisen variire, bemerkt aber mit Recht, dass die Angaben, worauf sich diese Zahlen gründen, wohl nicht überall richtig sein mögen. Noch sind über diesen Gegenstand nachzusehen: **Mushet** über das Verhältniss des Verbrauchs an Coaks und Holzkohlen bei der Roheisenerzeugung in Karsten's Archiv I, B. 11, S. 119 und **Winkler** über das Ausbringen der schwedischen Hohöfen in Erdm. J. I, B. 3, S. 24 und 26 und B. 5, S. 365.

g) Zu §. 314, **die Producte des Hohofens betreffend.**

Die hierher gehörigen Resultate neuerer analytischen Untersuchungen findet man sorgfältig zusammengestellt grösstentheils in **Berthier's** Handb. der metallurgisch-analyt. Chemie B. 2, S. 249 bis 258. Es sind daselbst 20 Varietäten des Roheisens, deren Kohlenstoffgehalt zwischen 1 und 5 p.C. wechselt, so wie 18 Varietäten von Hohofenschlacken von 31 bis 60 Kiesel-, 4 bis 43 Kalk-, 1,4 bis 38 Talk-, 4 bis 19 Thon-, 1 bis 4 Eisen- und 2 bis 34 Mangangehalt aufgestellt. Einige Schlacken zeigten 0,1 bis 1,4 Schwefel und nur eine derselben Titangehalt. Ausserdem sind nachzusehen: Erdm. J. I, B. 7, S. 284. Die Resultate der Analysen einiger Roheisen-, Stabeisen- und Stahlsorten von **Gay-Lussac** und **Wilson. Sefström's** Versuche über die Bildung und die Eigenschaften der in den Hohofenschlacken vorkommenden Verbindungen in **Poggendorff's** Ann.

B. 15, St. 4, S. 612. Diese interessanten Untersuchungen betreffen auch vorzüglich den Einfluss der Nebenbestandtheile bei der Roheisenerzeugung, als die Reduction des Eisenoxyds in Berührung mit Kalkbi- und Trisilicat, die Behandlung des Eisens mit Kalk- und Kieselerde im Kohlentiegel; die Talksilicate, die Thonsilicate und ihre Vermengung mit Eisenoxyd und Reduction desselben im Kohlentiegel; die Bildung der Eisenoxydulsilicate, der Mangansilicate; den Einfluss des Schwefels, Phosphors und Arseniks bei der Roheisenbildung. Die wichtigen Beiträge zur Kenntniss des Roheisens, welche wir dem hochverdienten Karsten verdanken, finden sich in dessen Eisenhüttenkunde 2te Aufl., B. 1, §. 171 bis 182 und B. 3, §. 758 bis 768 und §. 879. Auch giebt uns derselbe im 3ten B. §. 881 bis 887 viel, zum Theil vermöge eigener Analysen bestätigt, Belehrendes über die Mischung der Hohofenschlacken und §. 888 über einige andere Hohofenerzeugnisse. S. 248, B. 3 sind die Bestandtheile von 15 Varietäten der Hohofenschlacken aufgestellt, und zwar nach Analysen von Karsten selbst, so wie nach Berthier, Bousnell, Oengren und Rinmann. Sehr merkwürdige, nach der Art des Hohofenganges aus derselben Beschickung erblasene Varietäten der Rohschlacke sind von der Eisenhütte zu Hamm. Es wurde eine Beschickung von Spath- und Brauneisensteinen mit Holzkohlen verschmolzen und gab: a) bei dem heissesten Gange des Ofens, bei welchem graues Roheisen entstand, eine Schlacke zusammengesetzt aus Kiesel 49,57, Talkerde 15,15, Thonerde 9,00, Eisenoxydul 0,04, Manganoxydul 25,84; b) bei einem Gange mit Spiegeleisenbildung: Kiesel 48,39, Talkerde 10,22, Thonerde 6,66, Eisenoxydul 0,06 und Manganoxydul 33,96; c) bei einem rohen und übersetzten Gange: Kiesel 37,80, Talkerde 8,60, Thonerde 2,10, Eisenoxydul 21,50 und Manganoxydul 29,20, wodurch sich mithin ein sehr starkes Rückbleiben von Eisenoxydul in der Schlacke bei schlechtem Ofengange erweisst.

Meyer in seinen Beiträgen zur Kenntniss des Ei-

senhüttenwesens in Schweden, Berl. 1829, giebt S. 348 die Bestandtheile von 24 Varietäten schwedischer Hohofenschlacken an. Sie variiren zwischen 51 bis 61 Kiesel, 11 bis 30 Kalk, 3 bis 16 Talk, 1 bis 9 Thon, 1,5 bis 12 Eisenoxydaten und 1,5 bis 6 Manganoxydul. Nur in einer Varietät von Söderfors fand sich 0,298 Schwefel.

Ausser den hier angeführten Schriften sind noch über Hohofenschlacken nachzusehen: Karsten's Arch. B. 7, S. 310, 321, 334; B. 11, 434; B. 13, 223; B. 15, 60, 456; B. 16, 180. Annales de Ch. et de Ph. V. XXIII, p. 215.

In den Erdmann'schen Journalen findet man folgende hieher gehörige Mittheilungen: B. 2, S. 396: Zinken's Beobachtung der Bildung einer krystallisirten Schlacke, im Augenblicke des Zerschlagens glühender Eisenknoten des Vorheerdes bei einer Verschmelzung von kalkspathhaltigem Eisenspath und gerösteten Frischschlacken gefallen. Sie bestand vorzüglich aus Manganoxydulbisilicat. B. 3, S. 306. Gill, über das ächte aus Ostindien eingeführte Wootzerz, Eisen und Stahl. Nach Philipps ist das aus diesem Erze gewonnene Eisen ein sehr reines. B. 4, S. 107. Analyse mehrerer schwedischen Hohofenproducte von Starbäck, Syögreen, Ackermann, Rinmann, Johnsen, Morell, Fallin. 9 Varietäten von Hohofenschlacken zeigten Gehalte von 50,89 bis 61,06 Kiesel, 18,40 bis 30,35 Kalk, 6,73 bis 16,61 Talk, 0,35 bis 8,58 Thon, 1,54 bis 6,84 Manganoxydul und 1,00 bis 3,56 Eisenoxydul. Den Gichtenschwamm vom Hohofen zu Hasselö fand Johnsen zusammengesetzt aus 78,78 Zinkoxyd, 12,68 Eisenoxyd, 4,51 Kiesel und 1,25 Thon. B. 5, S. 84 bis 88 dergleichen Resultate der Analysen von Schiölberg, Tamm, Starbäck, Silfverstolpe, Sandberg, Berg, Nordmark, Lagergreen und Stael. Das merkwürdigste unter den Resultaten dieser Analysen ist das der Bestandtheile einer mit emailartiger gemengter krystallinischer Schlacke von Hofors. Die krystallinische fanden Lagergreen und Stael gemischt aus Kiesel 56,978, Kalk

18,872, Talk 13,561, Thonerde 5,584, Eisenoxydul 5,554. Ihre Mischung entspricht genau der Formel (4 C + 4 Mg + f) S^2 + 2 Al S^2. Die emailartige enthielt: Kiesel 56,740, Kalk 21,483, Talk 8,110, Thon 6,035, Eisenoxydul 5,331, Manganoxydul 3,192. Diese Bestandtheile lassen sich nicht füglich in eine einfache Formel bringen, weil ihr Trisilicatgehalt schon zu gross ist, weshalb sie sich auch nicht krystallisiren konnte und zum Theil innige Gemenge enthielt. Eine gelbliche Schlacke von Söderfors hatte einen Schwefelgehalt von 0,26. B. 9, S. 22. Berthier's Angaben der Bestandtheile des Roheisens von Firmy. Es enthielt als Nebenbestandtheile: Silicin 0,045, Kohle 0,030, Schwefel 0,002, Phosphor 0,002, mithin eingemengtes Kiesel-, Kohlen-, Schwefel- und Phosphoreisen. Schwefelhaltige Hohofenschlacke von Hayanges enthielt 0,028 Schwefelcalcin. Ueberhaupt mag der Schwefel — wie es auch meine Analyse der Blauofenschlacke von Luisenthal (s. weiter unten) angiebt — in den Schlacken sich als Schwefelcalcin befinden. Eine zweite Schlacke ebendaher gab 0,023 Schwefelcalcin. B. 10, S. 145 bis 195 findet sich die oben schon genannte höchst interressante Arbeit Sefström's über die Eisenhohofenschlacken u. s. w. B. 11, S. 31 theilt Leschner das Resultat der Analyse eines merkwürdig unreinen, zum Gusse untauglichen Roheisens vom Eisenwerke Morgenröthe mit. Es wurde bei dem Verschmelzen einer neuen Eisensteinsorte erhalten und bestand aus Eisen 88,755, Kohle 2,500, Phosphor 2,429, Mangan 2,012, Alumin 2,000, Silicin 1,180, Calcin 0,758, Titan 0,206 und einer Spur von Schwefel; ein Beweis, wie gross die Zahl der Nebenbestandtheile ist, welche sich mit dem Roheisen innig mengen können B. 11, zweite Reihe, S. 124, endlich findet sich die merkwürdige Mittheilung Clarke's, dass man in den mit heisser Gebläseluft betriebenen Hohöfen zu Clyde in den Rissen der Schächte Cyankalium als Product gefunden hat. Das Cyan mag wohl aus dem Azot der Steinkohlen sich gebildet haben, aber

woher das Kalium? B. 9 derselben Reihe findet sich die Analyse eines Hohofenbruches, aus welchem man auf einem böhmischen Eisenwerke Messing bereitete. Er enthielt, s. S. 6, in 100: Zinkoxyd 74,9, Eisenoxyd 13,9, Kieselerde mit etwas Kobaltperoxyd 2,5, Kalkerde 1,7, Blei und Kadmiumoxyd 0,8. Die Analyse wurde von Anthon unternommen.

Zählen wir endlich zu den Hohofenproducten das Hohofengas, so ist zu bemerken, dass neuerlich Bunsen dasselbe zergliederte und in 100 Maasstheilen desselben fand:

Stickgas	60,07
Kohlenoxyd	25,31
Kohlensäure	11,17
Wasserstoff	1,41
Kohlenwasserstoff	2,04.

Es war unter der ersten Gicht weggenommen; s. Poggendorff's Annalen B. 45, St. 2, S. 339.

Zum Schlusse der hierher gehörigen Nachträge theile ich noch verschiedene von mir in neueren Zeiten unternommene chemische Bearbeitungen von Hoh- und Blauofenproducten mit.

a) Untersuchung dreier Varietäten eines grauschwarzen Roheisens.

Das hiesige Königl. Bergamt hatte von einem erzgebirgischen Eisenwerke gegossene Maschinentheile, welche sich in sehr kurzer Zeit abnutzten und Klage veranlassten, erhalten und übersandte mir 3 Stücke solcher halbabgenutzten Maschinentheile. Dieses Roheisen war so weich, dass es bei starkem Reiben auf Holz und Papier abfärbte, durch starke Hammerschläge auf dem Amboss zerklüftete und nur ein spec. Gew. von 6,075 zeigte. Die Farbe war grauschwarz, der Bruch feinblättrig und nur hie und da körnig. Es hinterliessen diese drei Varietäten des Roheisens bei ihrer Behandlung mit Hydrochlorsäure:

No. 1.	9,37	feine Graphitblättchen.
- 2.	10,13	- -
- 3.	12,40	- -

Ausserdem fanden sich geringe Spuren von Silicin und Alumin in demselben. Es war mithin dieses Roheisen bei einem sehr übergaaren Gange des Hohofens gefallen und musste natürlich für ein zum Maschinenguss und überhaupt unbrauchbares Eisen erklärt werden.

b) Untersuchung einer Reihe von Eisenhüttenproducten), um durch dieselbe die Veränderung, welche sie bei ihrer Bearbeitung erleiden, nachzuweisen.*

1) Roheisen von Uslar wird theils zu Frischeisen, theils zu Frischstahl verarbeitet.

Es enthielt in 100:

Eisen	95,301
Kohlenstoff	3,270
Mangan	0,730
Silicin	0,250
Alumin	0,172
Schwefel	0,150.

2) Aus vorstehendem Roheisen durch die Heerdfrischerei erzeugtes Stabeisen hielt:

Eisen	99,307
Kohlenstoff	0,398
Silicin	0,015
Alumin	0,003.

Es war mithin dem Roheisen der grösste Theil des Kohlenstoffs, und das Silicin und Alumin bis auf einen unbedeutenden Antheil durch oxydirendes Schmelzen und Verbrennen, so wie der Schwefel völlig durch Oxydation und Verflüchtigung als schweflige Säure entnommen und das Mangan verschlackt.

3) Die Frischschlacke enthielt:

Eisenoxydul	65,121	nach Fuchs durch kohlensauren Kalk getrennt.
Eisenoxyd	10,034	

*) Diese Producte wurden mir vor mehreren Jahren durch den verstorbenen Hüttenschreiber Quenselt von Uslar übersendet, wurden aber zuerst während des Cursus der Hüttenkunde 1835 zur Belehrung der Zuhörer analysirt.

Kiesel	19,150
Manganoxydul	3,750
Thonerde	1,250
Graphit	0,250.

Es befand sich also der durch das Gebläse entstandene Abbrand des Eisens und zwar, wie bisher noch nicht beobachtet worden war, zum Theil auf der zweiten Oxydationsstufe in der Schlacke. Die Menge des oxydirten Silicins und Alumins möchte einen geringen Zuwachs aus der Asche der Kohle erhalten haben. Von dem Graphit des Roheisens war ein geringer Antheil der Oxydation entgangen und in die Schlacke ausgesaigert. Von Schwefelsäure war keine Spur in der Schlacke zu finden.

4) Aus dem Roheisen durch Heerdfrischerei erzeugter Schmiedestahl gab:

Eisen	98,290
Kohlenstoff	1,570
Silicin	0,020
Alumin	0,010.

Das Roheisen hatte mithin durch den Stahlfrischprocess eine ähnliche Veränderung wie bei dem Eisenfrischprocess erlitten. Das Frischen zu Stahl wurde aber mehr unter dem Gebläsestrom geführt, und deshalb erhielt sich mehr unzersetzter Graphit, so wie eine geringe Menge mehr von Silicin und Alumin in dem Eisen. Mangan war nicht in den Stahl übergegangen, auch der Schwefel völlig verbrannt, woraus sich ergiebt, dass geringe Mengen von Schwefel im Roheisen der Erzeugung eines guten Stahles nicht hinderlich sind.

5) Die Stahlfrischschlacke enthielt:

Eisenoxydul	69,920
Eisenoxyd	4,150
Kiesel	19,101
Manganoxydul	3,800
Thonerde	1,248
Graphit	1,405.

Die Bildung dieser Schlacke war, wie es ihre Bestandtheile ergeben, auf ähnliche Weise wie die der Frischschlacke vor sich gegangen, nur war wegen schwä-

cherer oxydirender Einwirkung des Gebläses etwas mehr Graphit ausgesaigert und weniger höher oxydirtes Eisen entstanden.

c) Untersuchung eines Gichtenschwamms von Lauchhammer.

Ich fand in 100 Theilen:

Zinkoxyd	80,10
feine Beschickungstheile	7,82
Kohlenstaub	4,20
und Spur von Schwefel.	

Ein anderer zinkischer Ofenbruch von Blanskow zeigte sich krystallisirt und als fast reines Zinkoxyd.

d) Meine Untersuchung der Blauofenschlacke von Luisenthal, s. Erdm. J. I, B. 18, S. 24 und 394.

Sie war gemengt aus einer durchsichtigen colophonartigen, und aus einer undurchsichtigen grünlichen krystallinischen.

Erstere hielt:

Kiesel	39,019
Kalk	24,260
Manganoxydul	28,965
Schwefel	2,901
Eisenoxydul	1,851
Baryt	1,021
Thon	0,810
Talk	0,540
Kali	0,364.

Die zweite:

Kiesel	42,520
Kalk	27,632
Manganoxydul	26,820
Schwefel	4,992
Eisenoxydul	1,130
Baryt	0,910
Thon	0,813
Talk	0,517
Kali	0,375.

h) Zu §. 313 und 314, die Theorie des Hohofenprocesses und die Varietäten des Roheisens betreffende Nachträge.

Obgleich rationelle Eisenhüttenleute und Chemiker seit einem halben Jahrhunderte bemühet waren, eine richtige Theorie des Hohofenprocesses und der auf denselben folgenden chemischen Bearbeitungen des Eisens aufzustellen und die Entstehung der verschiedenen Arten des Roheisens zu erklären, so sind wir doch erst in den neueren Zeiten durch vereinte Bemühungen, vorzüglich durch die des um das Eisenhüttenwesen so verdienten Karsten, auf den Standpunct gelangt, die genannten Gegenstände mit ziemlicher Sicherheit beurtheilen zu können. Was ich im Folgenden in dieser Hinsicht in gedrängter Kürze mittheilen will, mag zugleich dazu dienen, die abweichenden Ansichten, welche Karsten und ich über den Unterschied zwischen weissem und grauem Roheisen hatten, zu vereinigen.

1) Roheisenerzeugung in den Hoh- und Blauöfen.

Theilen wir die Hohöfenräume in 4 von oben niedergehende, in den Röstungs-, Reductions-, Schmelz- und Sammlungsraum ein, so wird eine in dem Schachte niedergehende Beschickung folgende Veränderung erleiden. Im Röstungsraume der Gicht entweichen die flüchtigen Substanzen, namentlich das Wasser und grösstentheils die Kohlensäure der Erze und Zuschläge. In dem Reductionsraume bis zum Anfange der Rast erfolgt nun schon die Desoxydation der Eisenoxydate durch Kohlenoxydgas und Einfach-Kohlenwasserstoffgas, so wie theilweise durch Berührung mit Kohle, und das reducirte Eisen sintert im unteren Theile dieses Raumes mit den schlackenbildenden Substanzen zusammen. In der Beschickung befindliche Nebenbestandtheile, als Mangan, Phosphor- und Schwefelsäure, Titansäure u. dergl. werden in diesem Raume nur in geringer Menge desoxydirt. Im Schmelzraume, im Gefässe des Ofens über der Form wird die Desoxydation des Eisens vollendet und zugleich ein Antheil des Mangans, der Säuren, und

der Erden desoxydirt. Es bilden sich Mangan-, Phosphor-, Schwefel-, Silicin-, Alumineisen u. dergl. m., welche sich mit dem flüssig werdenden Eisen verbinden, welches dadurch und vorzüglich durch Uebergang des Kohlenstoffes zum Eisen roh und leichter schmelzbar als Frischeisen wird. Bei der besten Schmelzung und bei dem gaaren Gange des Ofens entsteht Kohleneisen (Spiegeleisen) = 2 At. Fe + 1 At. C; bei gewöhnlichem Mittelgange krystallisirt sich in den feinsten Blättchen Graphit = Kohlenstoff in abweichenden Verhältnissen so aus, wie z. B. während der Silberamalgamation fortdauernd zertrümmerte Amalgam-Krystalle im Quecksilber niederfallen. Bei einem strengen Rohgange des Ofens tritt auch ein Antheil von Eisenoxydul eingemengt an das Roheisen und kann in demselben unter andern dadurch erkannt werden, dass man in starker Glühhitze Eisenoxydul aus demselben durch Pressen scheiden kann. Im Schmelzraume werden nun auch die elektro-negativen Basen abgesondert und treten grösstentheils als Silicate mit untergeordneten Nebenbestandtheilen, als phosphorsaurem Kalk, Schwefelcalcin u. dergl. m. theils gemengt, theils gemischt, hervor. Bei gaarem und übergaarem Gange des Ofens nehmen die Schlacken auch Graphitblättchen, aus dem Eisen tretend, auf, und auch für sich werden dergleichen völlig frei. Während nun die einzelnen Tropfen von schon getrennten Roheisen und Schlacken die Form passiren, wird das Eisen, je nachdem der Ofen geht, durch Oxydation eines Antheils von Graphit, Phosphor, Schwefel u. dergl. m. beraubt, wiederum etwas reiner. Arbeitet man mit stechender Form, so kann das Roheisen im Sammlungsraume, wenn es auch grau war, weissgeblasen oder vorgefrischt werden, indem man durch das stechende Gebläse und durch Entblössung von Schlacken im Sammlungsraume noch einen Theil Graphit zerstört.

Im Sammlungsraume sondern sich vorzüglich die geschmolzenen Massen nach ihren spec. Gewichten ab, als unten Roheisen, darüber bei übergaarem Gange auf dem Eisen schwimmende Graphitblättchen und oben auf

die geschmolzenen Silicate; jedoch gehen auch hier, und bei dem Stechen des Eisens und dem Laufenlassen der Schlacken noch absondernde Krystallisationen im Eisen und in den Schlacken vor sich *).

2) *Verschiedene Arten des Roheisens von der Beschickung und dem Ofengange abhängig.*

a) Das reinste Roheisen ist das weisse grosskrystallisirte oder Spiegeleisen und dessen Varietäten. Karsten hat dasselbe entdeckt, und es ist als eine Verbindung von 2 At. Eisen und 1 At. Kohlenstoff chemisch vereinigt und krystallisirbar zu betrachten. Es kann nur aus reineren Beschickungen, die völlig gut schmelzen und leicht gaar gehen, erzeugt werden. Es kommt am häufigsten bei der Blauofenarbeit vor.

b) Gewöhnliches gutes weisses Hohofenroheisen besteht aus freiem Eisen mit einem Antheile von Kohleneisen *a)* innig gemengt und enthält sehr wenig fein zertheilte Graphitblättchen. Es entsteht bei rohem, aber sonst gutem Schmelzgange des Hohofens.

c) Schlechtes weisses Hohofeneisen (dickgrelles) ist zwar ziemlich von der Constitution wie *b)*, enthält aber auch eingemengtes Eisenoxydul und wurde daher von manchen Chemikern und mir früher für ein sauerstoffhaltiges Roheisen gehalten. Es bildet sich bei einem strengen Rohgange des Ofens.

d) Graues Roheisen ist das Roheisen *b)*, mit feinen auskrystallisirten Graphitblättchen innig gemengt, und entsteht bei dem gewöhnlichen guten Gaargange des Hohofens.

e) Eine Varietät, aus *b)* und *d)* innig gemengt, ist das grauweisse oder halbirte Roheisen, bei einem zwischen gutem Roh- und Gaargange in der Mitte liegenden Ofengange erzeugt.

*) Von dem hier beschriebenen Vorgange im Hohofen habe ich mich unter andern auch durch die chemische Untersuchung der in dem Hohofen zu Kallig in Böhmen niedergehenden Beschickungen überzeugt, und Proben derselben sind in der Hüttenproductensammlung des hiesigen academischen Laboratoriums aufgestellt.

f) Schwarzgraues Roheisen ist mit auskrystallisirtem Graphit überladen (s. S. 173) und entsteht nur bei zu starkem Kohlensatz und nicht hinreichendem Gebläse.

NB. Wenn man nun die vorstehenden Roheisensorten durch Säuren zerlegt, so sondert sich ihr wahrer chemisch gebundener Kohlenstoffgehalt als feinster Staub ab; der Graphit aber bleibt in feinen oder etwas gröberen Blättchen zurück.

Die Roheisenarten, vorzüglich *b)* u. *c)*, können nun manche Nebenbestandtheile in stöchiometrischen Verhältnissen zusammengesetzt gemengt aufnehmen, und dann entstehen die unreinen Varietäten des Roheisens, welche Schwefeleisen, Phosphoreisen, Titaneisen, Vanadeisen, Silicin- und Alumineisen, Arsenikeisen, Kupfereisen, Zinkeisen in grösseren oder geringeren Quantitäten innig gemengt enthalten. Ueber die Varietäten des Eisens, rücksichtlich seines Kohlengehaltes, s. Meyer in Erdm. J. I, B. 18, S. 262.

i) Zu §. 305 d. G. d. H. Die Direction des Hohofengebläses betreffend.

Vor kurzem kehrte einer meiner hüttenmännischen Zöglinge, Hr. Scharin aus Russland, ein gut unterrichteter Hüttenmann, von einer hüttenmännischen Reise zurück und theilte mir folgende Nachricht über eine zu Wasseralfingen durch Hrn. Bergrath Faber eingeführte Verbesserung der Direction des Gebläses durch Verschliessung der Form mit:

Es findet bei dem dortigen Hohofenprocesse ein Gegeneinanderblasen mittelst zweier Formen statt. Die Formen sind von Kupfer, und da man mit heisser Geblässeluft schmelzt, so haben sie die bekannte Einrichtung, zwischen ihren zwei Wänden zur Abkühlung mit kaltem Wasser umspült zu werden. In einer solchen Form liegt nun die Düse nicht wie gewöhnlich frei, sondern im Innern des Formrüssels genau einpassend, und mithin den Formrüssel so schliessend, dass weder Gebläseluft zurückschlagen, noch sich in der Form aus-

breiten und dadurch an Pressung verlieren kann. Es ist mithin eben so, als wenn man ohne Form durch die Düsen unmittelbar in den Hohofen bliese. Es soll durch diese neue Einrichtung ein Dritttheil an Bewegungskraft für die Gebläsemaschine erspart werden. Da man nun bei diesem Verschluss den Gang des Schmelzens nicht durch die Form beobachten kann, so hat Hr. Faber einen Theil der Abführungsröhren mittelst einer Muffe verschiebbar einrichten lassen, und so kann leicht das Düsenende bei dem zuweilen nöthigen Oeffnen der Form durch ein kleines Getriebe zurückgezogen werden. Die speciellen Mittheilungen über den Erfolg dieser Formabänderung erwarten wir von dem thätigen Erfinder selbst.

k) Zu §. 315—317. Blauöfen betreffend.

Ueber die Einrichtung und den Betrieb derselben sind nachzulesen:

Karsten's metallurgische Reise durch Baiern S. 22. Derselbe in dessen Archiv I, B. 8, S. 239, über die Blauöfen im Hennebergischen, und

Hollunder's Tagebuch einer metallurgischen Reise etc. S. 411. Beschreibung eines Blauofens bei Suhl, und Bemerkungen über die Hennebergischen Blauöfen und deren Beschickungen, der fallenden Roheisensorten und Schlackenarten.

Noch empfehle ich zum Nachlesen: die Fortsetzung von Freiesleben's systematischer Uebersicht der Literatur für Mineralogie, Berg- und Hüttenkunde, enthalten in mehreren Bänden des Karsten'schen Archivs.

Die Producte der Blauöfen sind zwar denen der Hohöfen ähnlich; jedoch unterscheidet sich das ausgebrachte Eisen, da es mehrentheils aus reineren leichtflüssigeren Beschickungen erzeugt wird, durch grössere Reinigkeit. Das vorzüglichste ist das Spiegeleisen, dessen als eigentliches Kohleneisen bereits Erwähnung geschah. Bei einem sehr übersetzten Gange der Blauöfen fällt das weisse stahlartige Roheisen voller Blasenräume, die luckigen Flossen, welches sich besonders zur

Frischstahlbereitung eignet. Der Mittelgang des Blauofens zwischen dem rohen und gaaren giebt das strahlige Roheisen, die blumigen Flossen.

Die Blauofenschlacken fallen nach dem Ofengange ebenfalls verschieden aus. Die vom gaaren Gange sind glasig und von dunkelgrüner oder blauer Farbe; die vom übersetzten rohen Gange sind sehr dunkelschwärzlich, dickflüssig und von mehr erdigem als glasigem muschligem Bruch. Da die Beschickungen für gewöhnliche Blauöfen in Steiermark, Kärnthen u. a. a. Orten gewöhnlich reich an Spatheisensteinen ist, so fallen die Schlacken vorzüglich manganoxydulreich, nämlich zwischen 18 und 33 p.C. Gehalt an denselben, aus. Ausserdem fand man: Kiesel 48 bis 57; Kalk 0 und 4 bis 13; Talk 8 bis 13; Thonerde 4 bis 10; Eisenoxydul 0,1 bis 4,8 und selten eine Spur von Schwefel. In der schönen Schlacke bei dem Falle des Spiegeleisens z. B. hat man nur 0,1 Eisenoxydul gefunden; ein Beweis von dem reinsten Ausbringen. Der von mir zergliederten Blauofenschlacke von Luisenthal ist schon S. 176 gedacht worden.

10) §. 321 d. G. Umschmelzen des Roheisens.

Fortschritte, welche man bei diesem Processe gemacht hat, und deren bereits einige erwähnt wurden, sind:

a) Das Eisenumschmelzen mittelst Torf (s. S. 46) in Flammenöfen, welches, nachdem dasselbe mit gutem Streichtorf durch Alex auf dem Eisenwerke Lauchhammer bewerkstelligt, auf anderen Eisenwerken, wie zu Königsbrunn ausgeführt wurde. Es wird sich bei fortschreitender Bereitung des Presstorfes gewiss als holzersparendes Mittel weiter verbreiten und ist auch unseren obergebirgischen Eisenwerken zur Nachahmung zu empfehlen. Es versteht sich, dass man bei diesem Schmelzverfahren jeden schwefelkieshaltigen Torf vermeiden muss. Lässt sich nun das Roheisen mit Torf gut umschmelzen, so liegt auch die Anwendung dieses Brennmaterials bei dem Puddlingfrischen nahe.

b) Dass Hr. v. Burgk zu Burgk im Plauenschen Grunde Roheisen in Cupulöfen mit Coaks aus aufbereiteten und dadurch gereinigten Steinkohlen solcher Art, die sonst nicht zu diesem Processe tauglich waren, umschmelzen lässt (s. S. 36 d. W.), ist ebenfalls ein wichtiger Fortschritt.

c) Es ist mir durch sichere Nachrichten bekannt geworden, dass man in einer Eisengiesserei bei dem Tiegelschmelzen und der Förmerei feinerer Waaren, als Ketten, Ringe, kleine Medaillen u. dergl. m., dem halbirten Roheisen zur Beförderung des Schmelzens 5—8 p.C. Antimonmetall zusetzt. Ein so legirtes Roheisen giesst sich, auch die feinsten Eindrücke der Form füllend und ohne dem Eisen viel von seiner Festigkeit zu nehmen, aus.

d) Bekanntlich bedient man sich auf manchen Eisenwerken der Cupulo- und Flammenöfen, um zu der Zeit, wo der Hohofen steht, vorräthiges Roheisen umzuschmelzen. In der neuesten Zeit hat man auf dem Eisenwerke Lauchhammer die ehemals gebräuchlichen Cupuloöfen abgeworfen und benutzt mit Vortheil zu diesem Umschmelzen den Hohofen selbst. Man setzt nämlich von vorräthigem zerstücktem Roheisen auf die Gicht ¼ Ctr. mit 100 Pfd. Beschickung. Der Kohlenaufwand beträgt zur Erzeugung eines Centners Roheisen 12,6 C.F. und zum Umschmelzen eines Centners Roheisen 3,3 C.F. Es werden über dem dortigen 32 Fuss hohen Ofen täglich etwa 32 Gichten durchgesetzt, und der Ofen erhält sich dabei im guten Gange. Diese grosse Leistung wird durch verstärktes Gebläse, welches mit 7 Zoll Quecksilber-, = gegen 6 Fuss Wassersäulenhöhe, bläst, so wie durch ausgezeichnet gute kieferne Kohlen, hervorgebracht.

e) Ueber das Eisenumschmelzen mit fichtenem, zuvor gut gedörrtem Holze, s. Karten's Arch. I, B. 1 und 2, S. 1 und 165.

11) Zu §. 323 d. G. Die Vollendung der Gusswaaren, und zwar

a) das Emailliren derselben betreffender Nachtrag.

Durch einen meiner auf einem vorzüglichen Eisenwerke Deutschlands angestellten Zöglinge ist mir eine vollständige Beschreibung des Emaillirens mitgetheilt worden, aus welcher ich hier nur als Beispiel das Emailliren der Casserole zum Küchengebrauch anführen will.

a) Die Casserole und andere Küchengeschirre werden der grösseren Haltbarkeit wegen aus feinkörnigem etwas mehr als halbirtem grauem Roheisen gegossen. Ein Casserol, welches 10 Pfd. Wasser fasst, soll nicht mehr als 4 Pfd. wiegen.

b) Die nach dem Gusse durchgesehenen und fehlerfrei erkannten Geschirre füllt man in der Beizstube mit einem Gemenge aus gleichen Theilen starkem geklärtem Buchenholzessig und Wasser und stellt sie in derselben auf Repositorien. Die Beizstube wird gelinde geheizt und ein Arbeiter rührt täglich einigemal die Flüssigkeit in den Casserolen auf. Nach Verlauf von 4 Tagen ist alles Eisenoxydat der inneren Fläche anhängend aufgelöst. Die gebrauchte Säure kann als Zusatz einer neuen so lange wieder zugeschlagen werden, bis man die Beizsäure für ziemlich gesättigt erkennt. In diesem Zustande wird sie an benachbarte Schwarzfärber der Schoppen zu 5 Kreuzer abgelassen, wodurch der Aufwand an Holzessig gedeckt wird.

c) Man lässt darauf die Gefässe mit feinem magegerem Mehlkalk und heissem Wasser ausreiben, völlig rein mit kaltem Wasser ausspülen und in der warmen Beizstube schnell auf ihrem vorigen Platze abtrocknen. Sollten sich einige nicht völlig blanke Stücke vorfinden, so werden sie aussortirt und von neuem gebeizt; denn nur bei völlig glatter Fläche haftet die Emaille, und irrig ist es, wenn Einige angeben, man solle nun absichtlich zum besseren Haften derselben die Geschirre durch Einwirkung schwacher Salpetersäure mit Eisenrost überziehen. Da so manche Klagen sich über das Abspringen der Email erheben, so ist auf die Reinheit der zu emaillirenden Fläche die grösste Aufmerksamkeit zu verwenden.

d) Zu dem Emailliren selbst gehören zweierlei verglaste Massen, die Grundir- und die Glasurmasse.

Die erstere wird durch Schmelzung aus 65 Pfd. thonfreiem reinen Quarzsand und 25 Pfd. calcinirtem Borax, wozu nach dem Schmelzen 10 Theile (zusammen also 100 Pfd. Masse) kommen, zusammengesetzt. Die Glasurmasse wird, auf 100 beschickt, aus 80 Th. grünlicher gut geflossener, aber undurchsichtiger Hohofenschlacke, 10 Pfd. gereinigter Pottasche, 5 Pfd. calcinirtem Borax und 5 Pfd. weissem durch Salpetersäure erzeugtem Zinnoxyd. Zuweilen finden sich bei dem Gange des Hohofens matte Schlacken, die man nur mit 10 p.C. Feldspath und 5 p.C. Borax versehen darf, um eine schöne blassbläulichgrüne Glasur zu erhalten *).

e) Die Materialien zu beiden Massen — mit Ausnahme des fetten Thons — werden auf eine benachbarte Glashütte geschickt und daselbst gegen eine Entschädigung von 3 Fl. pro Centner präparirte Masse für Feuer und Arbeitslohn, in Glashäfen geschmolzen. Die erzeugten Gläser werden in Wasser ausgegossen, gepocht, nass gemahlen, geschlemmt und getrocknet. Sie kommen als feines Mehl zum Eisenwerke zurück.

f) Die mechanische Ausübung des Bedeckens der inneren Casserolfläche ist keine leichte Sache, und es gehört eine gute Einübung einiger Arbeiter dazu, um dieselben recht gleichförmig und weder zu dick noch zu dünn aufzutragen.

g) Das Geschäft der Grundirung wird nun folgendermaassen verrichtet: Es werden 90 Theile des Grundirmehles mit 10 Theilen Thonmehl auf einem niedrigen festen Tische durch Handwalzen zerdrückt, innig gemengt und gesiebt. Die gemengte Masse wird nach und nach mit so viel Wasser versetzt, bis sie die Consistenz eines dünnen Breies annimmt. Auch hierbei kommt alles auf die richtige durch Einübung zu erlangende Erkennung der Consistenz an. Selbst Versuche, das Wasser nach Gewicht zuzusetzen, glückten nicht immer. Von dieser halbflüssigen Masse nimmt nun der Arbeiter ein

*) Wenn Brandes (s. Erdm. J. I, B. 8, S. 1—4) in einem Email $25\frac{1}{2}$ Bleioxyd, $25\frac{1}{2}$ Kiesel fand, so war dieses Email als polizeiwidrig zu verwerfen.

auf Casserole von verschiedener Grösse zuvor schon bestimmtes und bekanntes Maass und giesst dasselbe in das Casserol aus. Während dieser Arbeiter die gleichförmige Bedeckung der Fläche durch eingelerntes Schwenken besorgt, steht ein zweiter Arbeiter in Bereitschaft, sogleich schnell

h) die Glasur aufzustieben. Er verrichtet dieses mittelst einer Art von Puderbeutel, der mit dem völlig trockenen feinen Glasirpulver halb gefüllt ist, und er muss, während der erste Arbeiter schwenkt, so viel aufstieben, bis der ganze Ueberzug, ohne hie und da Tropfen zu bilden, zum Gerinnen kommt und unbeweglich steht.

i) Nun werden die Casserole, um sie äusserlich gegen Oxydation während des Aufschmelzens des Emails zu schützen, mit einem Gemenge aus 3 Theilen Graphitpulver (auch allenfalls reinem Hohofengraphit) und einem Theile Thon mit Tischlerleimwasser aufgerieben, auf der äusseren Fläche bestrichen. (Man hat auch anstatt der Leimlösung, mit Erfolg Steinkohlentheer angewendet.) So vorbereitet kommen nun die Geschirre

k) zum Aufschmelzen der Glasur. Es wird dieses bei Casserolen in kleinen mit Rosten und einer scharf ziehenden Esse versehenen runden gleichweiten Schachtöfen unternommen. Zu 5 Sätzen, jeden zu 6 Casserolen von 10—12 Pfd. Inhalt, hat ein solcher Ofen 8 Fuss Höhe und 6 Fuss Weite. Ein jeder Satz ruhet auf einer runden auf dem Roste liegenden Unterlage von feuerfesten Ziegeln. Ein Satz kommt in die Mitte des Schachtes und die übrigen 4 werden um diesen so herum gesetzt, dass gehöriger Zwischenraum für die Kohlen verbleibt. Die Aufstellung der Sätze erfolgt so, dass die unteren 5 Stück desselben einander mit den Böden decken. Das obere Casserol wird umgekehrt, die Stelle eines Deckels vertretend, aufgestürzt. Nachdem nun der Ofen beschickt ist, erfolgt die Feuerung durch Umschüttung der Casserole mit weichen Holzkohlen. Damit die Gefässe nicht reissen, ist Sorge zu tragen: dass man gelinde mit der Feuerung steigt, dieselbe sodann bis zum Schmelzgrade der Emaille steigert, und wenn letztere gut ausgeflos-

sen ist, hat man die Esse des Schiebers und alle Züge unter dem Roste zu verschliessen, damit allmählich bis zum anderen Tage die Abkühlung des Ofens zuerst erfolge. Bei dieser Vorsicht wird die Glasur weder rissig, noch springt sie im Ofen schon theilweise ab, und eben so wenig springen die Gefässe. In 12 bis 14 Stunden ist gewöhnlich ein Brand fertig.

l) Den Schluss der Arbeiten macht das Beputzen der Casserole durch Meissel und Feile. Durch den Beschlag geschützt, hat das Eisen nicht allein nicht gelitten, sondern ist eher etwas zäher und fester geworden. Zum Verkauf werden zuletzt diese Gefässe durch den Werkschmied mit Stielen versehen.

Anmerk. Anders geformte und grössere Gefässe müssen anders behandelt und zum Theil in Flammenglasuröfen gebrannt werden.

b) Das zu dem Bruniren des Roheisens anzuwendende Brunirwasser setzt man nach englischen Vorschriften aus 1 Theil Salpetersäure von 1,25, 1 Theil versüsstem Salpetergeist, 8 Theilen Weingeist, 2 Theilen Eisenchlorid und 4 Theilen Kupfervitriol zusammen. Es wird auf das erwärmte Eisen aufgetragen und später der Anstrich noch einmal wiederholt. Es legt sich ein Gemenge von Eisenoxyd und Kupfermetall fest adhärirend auf und soll das zuvor abgeputzte Gusseisen, z. B. eiserne Kanonen, gegen die Einwirkung der Feuchtigkeit und des Seewassers schützen. Man brunirt auch in England nach Hrn. Lieutenant Borrmann's Reisenachrichten die Flintenläufe der Armee auf diese Weise.

c) Das Bronziren des Eisens vollendet Marillac (s. Dingler's J. B. 16, H. 1, S. 82) mittelst mehrerer Lagen von salpetersalzsaurer Nickelauflösung.

d) Gute Anstriche auf gusseiserne Wasserbehälter sind: gleiche Theile Harz, Leinöl und Ziegelmehl; auch 1 Theil erhitztes Steinkohlentheer mit $\frac{1}{10}$ Leinölfirniss und $\frac{1}{12}$ Braunsteinpulver versetzt.

Andere Eisenanstriche gehören in das Gebiet der Lackirkunst.

12) Die Eisenfrischprocesse, s. §. 324 d. G., betreffende Nachträge.

a) Was die Zuschläge bei dem Eisenfrischen betrifft, so hat sich in neueren Zeiten die Anwendung eines Gemenges aus Braunstein, Kochsalz und Thon nach Schafhäntl durch mehrere vorzüglich in Baiern angestellte Versuche bewährt. Schon früher hatte man diese Hülfsmittel einzeln angewendet. In der Schrift: „Drei Abhandlungen über die Preisfrage: worin besteht der Unterschied zwischen Roheisen und Stabeisen? Leipz. 1799" habe ich schon nachgewiesen, dass man durch Einstreuen des Braunsteines in das frischende Roheisen ein sehr geschmeidiges Eisen erzeugen kann.

Lambert (s. Erdm. J. I, B. 9, S. 325) wendete als Zuschlag 15 Pfd. eines Gemenges aus 2 Th. Kochsalz und 1 Theil Pottasche auf 2000 Pfd. Roheisen an. Der Gebrauch des Kochsalzes allein gab Alex (s. ebendaselbst) kein befriedigendes Resultat. Das Einstreuen des Thones bei dem Eisenausschmieden wurde schon seit längerer Zeit in Frischhämmern hie und da ausgeübt.

Schafhäntl, welcher für seine Erfindung ein Patent in England nahm, schreibt, um vorzüglich durch seinen Zuschlag aus schlechtem Roheisen gutes zu erzeugen, das Gemenge aus 120 Gewichtsth. Kochsalz, 56 Th. Braunstein und 20 Th. Töpferthon vor. Auf 3¼ Ctr. Roheisen soll man 6 Pfd. 4 Loth des Gemenges in 10 bis 12 Dosen nach und nach bei dem Puddeln eintragen. Vermöge gefälliger schriftlicher Mittheilungen des Hrn. O.-B.-R. Fuchs in München hat auf mehreren baierischen Eisenwerken dieser Zuschlag sehr gute Dienste geleistet, und verdient bei dem Verfrischen von kalt- und rothbrüchigem Eisen Nachahmung.

b) Ganz neuerlich wurde wiederum (s. polytechnisches Centralblatt 1836, N. 12) das Einstreuen des Salpeters empfohlen. Man soll auf 2½ Ctr. Roheisen von schlechter Art 1 Pfd. Salpeter in 3 Theile getheilt bei dem ersten und zweiten Rohaufbrechen und sodann bei dem letzten Gaaraufbrechen einstreuen. Es steht zu hoffen, dass dieses Salz wegen seiner oxydirenden und

wegen der säureabsorbirenden Kraft seines Kaligehaltes eine gute Wirkung hervorbringen werde. Sollte dabei auch etwas reducirtes Kalin an das Eisen übergehen, so wird dieses eher vortheilhaft als nachtheilig sein, da nach Thénard das kalinhaltige Eisen weich und dehnbar ist.

c) Die grösste Aufmerksamkeit verdient wohl des englischen Eisenmeisters Mushet's, nach dem Repertory of Patent Invent. Aug. 1837 in Dingler's Journ. B. 65, H. 6, S. 443 mitgetheilte Verfahren, das Frischen mit einem Zuschlage von reinen Eisenoxydaterzen zu betreiben. Es ist eigentlich eine Verbindung von Luppen- und gewöhnlichem Frischen. Mushet hat sich dabei der Eisenerze von Dean in Gloucestershire (brush ores), nämlich Hydraterze zu 60 p.C. und rother Eisensteine zu 60 bis 65 p.C., auch wohl ärmerer Erze aus Lancastershire zu 50 bis 60 p.C. Eisengehalt, bedient.

Das zu puddelnde Roheisen bedarf bei diesem Processe des sonst vorhergehenden Feinshmelzens nicht. Die Quantität des zuzuschlagenden Einsensteines richtet sich nach der Beschaffenheit des Roheisens. Graues bedarf mehr, weisses weniger desselben. Im Durchschnitte kann man $\frac{1}{11}$ des zu verfrischenden Roheisens rechnen.

Das Verfahren selbst ist kürzlich folgendes:

Man schmelzt 450 Pfd. z. B. halbirtes Roheisen wie gewöhnlich im Puddelofen ein. So wie das Eisen in dem Heerde aufbrechbar ist, werden 2 Pfd. Eisensteinpulver eingestreuet und gut bis zu völliger Vermengung durch Umrühren eingearbeitet. Dadurch kühlt sich die Masse etwas ab. Sie wird von neuem erweicht und abermals mit 2 Pfd. Eisensteinpulver gemengt. Der Process wird so oft wiederholt, bis 40 Pfd. Eisensteinpulver eingearbeitet sind. Nach vollbrachtem Zusatze wird der Puddelprocess wie gewöhnlich fortgesetzt. Auf diese Weise erhält Mushet aus 21 bis $22\frac{1}{2}$ Ctr. Roheisen 20 Ctr. puddlirtes Stabeisen. Es wird durch dieses Verfahren mithin weit weniger Eisen verbrannt, da der Graphit des Roheisens weniger durch den Sauerstoff der Luft als

durch den des Eisenoxyds zerstört wird und weil zugleich Eisenmetall aus dem Erze zu der Eisenmasse tritt. Auf zuvor raffinirtes Roheisen 450 Pfd. sind nur 30 Pfd. Eisenstein nöthig. Man kann auch die 40 Pfd. Eisensteinpulver mit 2½ Pfd. Kohlenstaub mengen, das Gemenge mit Wasser anfeuchten, und dann wird das Eisenausbringen noch etwas grösser. So z. B. brachte Mushet aus 20¼ Ctr. feinirtem Roheisen 20 Ctr. Eisenstäbe aus.

Für diese Vermengung des Eisensteines mit Kohle bin ich nicht. Bei schlechterem Eisen wäre wohl etwas Kalk oder Pottasche mit einzustreuen. Hoffentlich wird dieser Process baldige Nachahmung finden. Der Vorgang bei demselben lässt sich mit dem des Fütterns des Hohofens, wo man Eisensteine zum Roheisen in das Gestell schiebt, vergleichen.

d) In der neueren Zeit steht man im Begriff, das Roheisen durch die den Frischheerden und Hohöfen entweichende Hitze in Verbindung mit dem zugleich durchströmenden Atmosphärgas weiss zu machen, d. i. wie es wohl hie und da durch Weissblasen im Hohofen geschah, es vor dem Frischen graphitärmer zu erhalten. Zu Neuberg unweit Mariazell ist diese Vorarbeit bereits über Frischheerden ausgeführt und zu Wasseralfingen wird man dieselbe durch die Gichtenflamme in Ausübung bringen. Diese Methode wird mehr Vortheile als das Braten des Roheisens zwischen Kohlen in besonderen Bratheerden bringen.

e) Das von Bauer versuchte Entkohlen des Roheisens durch Cementiren in gepulverten Thonkieselfossilien ist zwar theoretisch interessant, indem wir sehen, dass sich unter diesen Umständen der Kohlenstoff aus Roheisenplatten an den umgebenden Kieselthon begiebt, und derselbe Process, durch welchen man, vermöge meiner Vorschrift, schwarzes Steingut durch Cementiren der Geschirre in Kohlenstaub bereitet, stattfindet, ist aber bis jetzt nicht zur Ausführung gekommen. Das Eisen wird zwar entkohlt, aber sonst nicht gereiniget, und es erfordert dieser Process viel Aufwand, ohne dass die Zeit des nachfolgenden Frischens bedeu-

tend abzukürzen wäre. Noch weniger hat man wohl von dem Adouciren des Roheisens durch Zucker (s. Erdm. J. I, B. 3, S. 127) zu erwarten.

g) Die neueren Erfahrungen in Hinsicht auf Gebläse und Brennmaterialien bei dem Eisenfrischen betreffend, sind zum Theil, wie die vortheilhafte Anwendung heisser Gebläseluft bei demselben, bereits weiter oben angegeben. Das Puddlingfrischen mit Torf, welches Alex, s. Ann. des Min. II. Série T. 5, p. 177, zuerst ausgeführt und die dabei nöthige Abänderung des Heerdes gelehrt hat, ist bis jetzt meines Wissens noch nicht in weitere Anwendung gekommen. Es ist nun, nachdem man den Torf durch Pressen, s. oben S. 47, zu einem solchen Gebrauche sehr verbessern kann, Eisenhüttenleuten in torfreichen Gegenden, wie im sächsischen Erzgebirge, die weitere Ausführung dieses Verfahrens mit schwefelkiesleeren Torfsorten bestens zu empfehlen. Eben dieses Frischen wird auch auf mehreren Eisenwerken durch Holzflammenfeuer vortheilhaft betrieben. Das Holz muss zu diesem Behufe völlig getrocknet oder gelinde gedörrt sein. Die Feuerheerde müssen, je nachdem man hartes oder weiches Holz gebraucht, kleiner oder grösser, auf jeden Fall 3—4 mal grösser als bei dem Puddeln mit Steinkohlen sein. Auf einigen Werken hat man anstatt der gewöhnlichen Heizthüre über dem Aschenfalle zwei kleine Heizlöcher an der schmalen Seite des Ofens über dem Roste angebracht. Durch diese feuert man anstatt mit gewöhnlichen langen Holzscheiten mit Stücken von 1 Fuss Länge und 3—4 Zoll im Durchmesser. Eine Beschreibung dieses Frischverfahrens zu Châtillon-sur Seine in Frankreich lieferte uns Coste in den Ann. des Mines II. Serie. T. 6, p. 190. Man gebraucht daselbst zum Verfrischen eines Einsatzes von 175 Kil. = 373 Pfd. cöllnisch Roheisen 32,87 C.F. tannenes Holz, erhält 152 K. Schmiedeeisen und frischt mit 15 p.C. Abbrand. In eben diesem Bande der Ann. d. Mines p. 109 theilt Robin Versuche, durch Anthracitflamme zu puddeln, mit. Sie wurden zu Nizille in Frankreich angestellt. Man kam bei demsel-

ben mit dem gewöhnlichen Luftzuge der Steinkohlenpuddelöfen nicht aus, sondern verschloss den Heizraum und liess ein starkes Gebläse durch 3 Formen Luft zwischen den Anthracit blasen. So wurde der Ofen stark erhitzt und natürlich war die aus der Esse schlagende Flamme rauchfrei, einer Alkoholflamme gleichend. Man setzte jedesmal 175 K. Roheisen auf und brachte 145,67 K. Schmiedeeisen = 83,5 p.C. aus. Das daselbst gewöhnliche Puddeln mit Steinkohlen liefert 85,5 p.C., das mittelst der Anthracitflamme erhaltene Schmiedeeisen war aber brüchig. Da nun der Anthracit so kohlenstoffreich ist, und vermöge meiner Erfahrungen, s. oben S. 37, nur Flamme durch Zerlegung des in ihm gebundenen Wassers giebt, so erscheint auf jeden Fall der Anthracit eine bessere Anwendung bei der Heerdfrischerei, mit heisser Gebläseluft zu betreiben, zu finden.

h) Zu §. 328 d. G., die verschiedenen Arten der Heerdfrischerei betreffend, ist hier das in einigen Hüttenwerken von Südwales gebräuchliche getheilte Heerdfrischen, von welchem wir zuerst durch Pordonnet und Coste in d. Ann. des Mines 1829 und darauf durch Hartmann in Erdm. J. I, B. 8, S. 5 Nachricht erhielten, zu bemerken. Einige diesen Process betreffende ökonomische Data, so wie den Besitz verschiedener Schmelzproducte dieses Processes, deren Bestandtheile ich weiter unten angeben werde, verdanke ich meinem Freunde, Hrn. Blachwell in London.

Das Eigenthümliche der in Rede stehenden Frischmethode besteht darin, dass man das Schmiedeeisen von vorzüglicher Güte, zur Blechfabrication sich eignend, durch drei verschiedene Feuer aus dem Roheisen darstellt. In dem ersten Feuer wird das Roheisen mit Coaks zu Feineisen verschmolzen; in dem zweiten wird das Feineisen zu halbgaarem Eisen durch Laubholzkohlen gefrischt, und das dritte, wieder Coaksfeuer, liefert völlig gaares Eisen in ausgeschmiedeten Kolben. Der Feinheerd und der Frischheerd liegen nahe bei einander unter einer auf gusseisernen Pfeilern ruhenden Mantelesse. Ersterer liegt hinter dem zweiten

so viel höher, dass man das Feineisen in den Frischheerd abstechen kann. Das dritte Feuer, der Schweissofen, ist für sich aufgeführt. Der Gang der Operationen ist nun folgender: Es werden 3 Ctr. (Hundartgewicht) 25 bis 30 Pfd. Roheisen in dem Feinheerde von gewöhnlicher Art, aber nur kleiner und mit einer Form betrieben, eingeschmolzen, fein geblasen und Feineisenschlacke abgezogen. Das Einschmelzen erfogt bei horizontaler Formlage; das Feinblasen mit allmählich mehr und mehr stechender. Diese Arbeit dauert 1¼ — 1½ Stunden und liefert 3 Ctr. bis 3 Ctr. 5 Pfd. Feineisen, wobei 140 Pfd. gute Coaks aufgehen. Die zweite Operation, das Frischen, erfolgt in einem Heerde von 1 Fuss 8 Zoll Breite und 1 Fuss 10 Zoll Länge durch Einschmelzen unter den Holzkohlen und durch 3 bis 4maliges Aufbrechen. Ist der Frischheerd von einem vorhergehenden Frischen gereinigt, so sticht man das Feineisen in ihm ab, benetzt es mit Wasser und schlägt etwa anhängende Schlacke los, worauf man das Eisen mit glühenden Kohlen bedeckt und einschmelzt. Nach wiederholtem Aufbrechen und Schlackenziehen formt man nun 10 bis 12 Pfd. schwere Luppenstücke und schmiedet sie unter einem 7 Ctr. schweren Hammer mit ebener Bahn zu Platten aus. 3 hundertpfündige Ctr. eingelassenes Feineisen geben durchschnittlich 278 Pfd. Platteneisen, mit 250 Pfd. Laubholzkohlenverbrauch. Zwei Frischfeuer liefern wöchentlich 275 Ctr. Platteneisen. Es folgt nun das weitere Reinigen und Ausschmieden des Platteneisens durch das Feuer des Schweissofens (hollow-fire, d. i. Hohl- oder überwölbtes Feuer) und mittelst eines sehr schweren Hammers zu Kolben. Es werden nämlich aus dem durch dieses Feuer erweichten Platteneisen noch Nebenbestandtheile ausgesaigert und durch den Hammer bei mannigfachen Wendungen der Platten ausgepresst. Der Schweissofen ist ein ausgetiefter und von allen Seiten geschlossener überwölbter Heerd, in welchen die Luft zur Unterhaltung des Feuers durch eine Form eingeblasen wird. In der einen Seitenmauer des Heerdes befindet sich die verschliessbare Oeffnung zum Eintragen der

Coaks und eine zweite gegenüberstehende dient zur Bearbeitung des Eisens im Feuer. Der Formseite gegenüber befindet sich ein Fuchs, durch welchen die dem Schweissheerde entgehende Hitze in einen zweiten Gewölbofen geleitet und daselbst zum Anglühen des zu schweissenden Eisens benutzt wird. Es wird nun der Boden des Schweissheerdes mit Kohlenlösche bedeckt, die nöthigen Coaks eingetragen und das Gebläse angelassen. Man schweisst zuerst die angeglüheten Platten an ebenfalls angeglühete Eisenstäbe und bringt sie in der Gluth über den Coaks im Schweissofen bis zu starker Erweichung. Vor der möglichen Einschmelzung werden darauf die Platten unter den Hammer gebracht und zuerst durch langsame und allmähliche schnellere Hammerschläge, nachdem sie noch einige Male angeheizt sind, nach und nach zu Kolben von 2 Zoll Dicke, 4 Zoll Breite und 3 Fuss Länge ausgeschmiedet. Dabei sondert sich noch ein Theil Hammerschlacke aus. 275 Pfd. Platteneisen geben 233 Pfd. Eisenkolben, d. i. gegen 85 p.C., und es werden dabei noch 105 Pfd. Coaks verbraucht. Der gesammte Eisenabbrand bei allen 3 Operationen beträgt 28 p.C. Es erforderten mithin 233 Pfd. ausgebrachtes Frischeisen 245 Pfd. Coaks und 250 Pfd. harte Kohlen, oder 100 Pfd. desselben 105,1 Pfd. Coaks und 107,2 Pfd. Laubholzkohlen."

Die mir übersendeten zu vorstehendem Processe gehörigen Producte *) waren folgende:

No. 1. Roheisen aus Wales, aus Thoneisensteinen mit 8 p.C. Kalkzuschlag durch Coaks erblasen. Halbirtes Roheisen, grauweiss, auf dem Bruche nicht ganz gleichförmig, grösstentheils feinkörnig, jedoch hie und da mit weniger körnigen, weniger grauen Partien. Unter dem Mikroskop erschien es ohne Blasenräume und voller Graphitblättchen in einer weissen matt glänzenden Eisenmasse. Spec. Gewicht 7,085.

*) Diese Producte, deren ich bis jetzt nur einige zu analysiren Zeit hatte, sind in der Hüttenproductensammlung des Laboratoriums der Bergakademie aufgestellt und sollen in der Folge noch sämmtlich chemisch geprüft werden.

Die Analyse gab in 100:

Eisen	92,52
Graphitblättchen	2,57
Feine Kohle	1,09
Silicin	3,01
Alumin	0,52
Schwefel	0,21
	99,92.

Spur von Mangan.

No. 2. Feineisen von vorstehendem Roheisen. Lichter von Farbe; mattweisses ebenes Bruchansehen, ein wenig in das Feinkörnige übergehend. Unter dem Mikroskop noch deutlich erkennbare Blättchen von Graphit und hie und da kleine Blasenräume zeigend. Spec. Gewicht 7,506.

Es hielt in 100:

Eisen	96,43
Graphit	1,37
Feine Kohle	0,90
Silicin	1,25
	99,95.

Spur von Alumin und Schwefel.

No. 3. Feineisenschlacke. Dunkelgrauschwarz, halbmatt, jedoch in's Glasglänzende übergehend, gut geflossen und nur wenig kleine Blasenräume zeigend. Unter dem Mikroskop voller Blasenräume und hie und da erkennbare Graphitblättchen.

No. 4. Luppenstück (Lump) vom Gaaraufbrechen. Gesinterte schwarzgraue, auf der ganz unebenen Oberfläche glanzlose Masse; liess sich unter starken Hammerschlägen fletschen und zerklüftete dann bald. Der Bruch zeigte unganzes, zum Theil körniges, zum Theil hackiges Eisen. Der Feilstrich war eisenglänzend.

No. 5. Frischschlacke vom Gaaraufbrechen; eine grauschwarze, wenig glänzende, steif geflossene Schlacke, hie und da mit glasglänzenden krystallinischen Theilchen.

No. 6. Platteneisen vom Frischen. Das 1¼ Zoll dicke Probestück hatte frischen Bruch. Auf diesem

zeigte sich das Eisen zum Theil weisskörnig, mettallisch glänzend, mit eingemengten geringen Antheilen einer grauen matten Masse, welche Einmengung durch das Mikroskop noch deutlicher erschien. Spec. Gewicht 7,654; gab in 100:

Eisen	97,59
Graphit	0,45
Feine Kohle	0,47
Silicin	0,73
	99,24.

No. 7. Hammerschlacke vom Platteneisen. Kleine blättrige, grauschwarze, matte, brüchige Schlacke.

No. 8. Kolbeneisen. Weich unter dem Hammer und der Feile, liess sich kalt, ohne Risse zu bekommen, ausdehnen; auf dem Bruche breithackig und von spec. Gewicht = 7,786. Enthielt in 100:

Eisen 99,57, und nicht wägbare Spuren von feiner Kohle und Silicin; von letzterem die stärkere Spur.

No. 9. Im Schweissofen abgesinterte Schlacke, schwarzgrau von Farbe, halb traubig, halb blasig und hackig.

No. 10. Schlacke vom Kolbenschmieden war abgesprungener Glühspan in Blättern von schwarzgrauer Farbe, sogenannte Stockschlacke.

Aus vorstehenden Beurtheilungen der gesammten Producte ergeben sich folgende wahrscheinliche Resultate.

a) Das Roheisen hatte einen geringen Schwefelgehalt, entweder aus den Erzen oder, welches wahrscheinlicher ist, durch den Gypsgehalt der Coaks im Hohofen erhalten. Es war sonst ein gutes, etwas silicinreiches halbirtes Roheisen.

b) Das Feineisenfeuer hatte ihm den grössten Antheil des Silicins und ungefähr die Hälfte seines Kohlenstoffgehaltes durch Oxydation und Aussaigerung entnommen. Das Schwefeleisen war, obgleich ebenfalls Coaks gebraucht wurden, durch das stechende Ge-

bläse fast völlig zerstört und abgeschieden; eben so das Alumin.

c) Das Frischen mit Holzkohle entnahm dem Feineisen völlig jede Spur von Schwefel und noch über die Hälfte seines Kohlengehaltes und Silicins.

d) Diese letzteren Gehalte wurden im Schweissfeuer über Coaks völlig oxydirend ausgesaigert und durch den Hammer ausgepresst, und so entstand ein ausgezeichnetes zähweiches, durch einen kleinen Theil Silicin noch ein wenig gehärtetes Eisen.

i) Zu §. 325 d. Grdr. Die Hauptverschiedenheiten des Schmiedeeisens betreffend.

Ueber die Verschiedenheiten des Stabeisens und die richtige Erkennung *) desselben haben wir durch Meyer, s. Erdm. J. I, B. 16, S. 175, eine sehr belehrende Abhandlung unter dem Titel: Ueber das Stabeisen, die Prüfung seiner Güte und die weiteren Bearbeitungen desselben, erhalten.

k) Zu §. 326—329 d. G. Die verschiedenen Frischmethoden betreffende Nachträge.

Fragt es sich: welche der mannigfachen Frischmethoden in Hinsicht auf ökonomische Vortheile zu wählen sei? so lässt sich diese Frage wohl nur bedingungsweise, und von Localverhältnissen zum Theil abhängig, so wie wegen abweichender Angaben des Brennmaterialaufwandes u. dergl. m. erschwert, beantworten.

Ob das Puddeln durch Flammenfeuer dem Heerdfrischen durch verkohlte Brennmaterialien vorzuziehen sei? lässt sich im Allgemeinen folgendermaassen beantworten.

*) Durch das hiesige Königliche Oberbergamt wurde mir zum Behuf meiner Vorträge über Eisenhüttenkunde eine höchst interessante schriftliche Arbeit unsers Hrn. Maschinendirectors Brendel, das Probiren des zum Bergbau gelieferten Eisens betreffend, übergeben. Da diese hier zu einem Auszuge zu gehaltreiche Schrift, in welcher Brendel besonders auch Meyer's Abhandlung berücksichtiget, keines Auszuges fähig ist, so spreche ich hier den Wunsch, dass diese Arbeit gedruckt erscheinen möge, aus. In meinen Vorlesungen suche ich dieselbe bestens zu benutzen.

Es wird sich das erste vorzugsweise anwenden lassen, wo uns gutflammende schwefelkiesfreie Brennmaterialien zu Gebote stehen; denn es fördert mehr, und die Arbeit lässt sich in Hinsicht auf Zuschläge und ohne Störung durch desoxydirende Einwirkung der Kohle, so wie überhaupt reinlicher betreiben. Unter solchen Umständen ist auch der Eisenabgang und der Brennmaterialaufwand wohl nicht grösser, als bei den besseren Methoden des Heerdfrischens, und wenn sich auch bei den besten Arten der Brennmaterialien die Wirkung der Flamme zu der der Glühhitze, welche sie geben, nur wie 1:2 verhält, so ist dagegen zu bemerken, dass die auf den Rosten der Puddelöfen sich entwickelnde Hitze ebenfalls bedeutend mitwirkt und die Wirkung der Flamme erhöhet. Diese Vermehrung der Hitze findet allerdings, vorzüglich bei manchen Brennmaterialien, mehr in der Nähe der Feuerheerde als am entgegengesetzten Ende des Flammenheerdes statt, daher auch Alex bei dem Gebrauche des Torfes den eigentlichen Puddelheerd nicht am hinteren Ende des Flammenheerdes, sondern nahe der Feuerbrücke anzulegen empfahl. Dass sich in neueren Zeiten das Puddeln selbst da, wo man mit Holz arbeitet, mehr verbreitet, spricht auch für diesen Process. Uebrigens behält das Holzkohlenfrischen in Heerden den Vorzug, dass man nie Gefahr läuft, das Eisen durch Nebenbestandtheile, wie bei dem wohl hie und da versuchten Heerdfrischen durch Coaks und Torfkohle, zu verunreinigen.

Um hier einige Uebersicht, den Brennmaterialverbrauch und den Eisenabgang bei den verschiedenen Frischmethoden betreffend, nach Gewichtsprocenten zu geben, stelle ich nach vorgenommener Berechnung und auch fremden Angaben folgende Data auf. Dabei habe ich das Gewicht der trockenen Brennmaterialien, z. B. das der Kohlen bald nach ihrer Bereitung, zum Anhalten genommen.

Nach Karsten's, s. Eisenhüttenkunde 4ter Theil, S. 129 u. ff., zum Theil nach eigenen Erfahrungen, theils nach fremden Angaben aufgestellten Daten ergiebt sich nach meiner Berechnung an Gewichtsprocenten auf 100 Gewichtstheile ausgebrachtes Stabeisen:

1. Bei dem deutschen Frischen: a) Eisenabgang 28—30 p.C.; b) Kohlenverbrauch 115,5 weiche Holzkohlen.

2. Wallonschmiede: a) 28 — 33 p.C.; b) 123,2 harte oder 121,0 weiche Kohlen.

3. Löschschmiede: a) 25—30 p.C.; b) 176 p.C. weiche Kohlen.

4. Steierische Einmalschmelzerei: a) 10 p.C.; b) 165 p.C. weiche Kohlen.

5. Siegensche Einmalschmelzerei: a) 25 p.C.; b) 62 p.C. harte Kohlen.

6. Osmundsschmiede: a) 25 p.C.; b) 132 p.C. weiche Kohlen.

7. Müglafrischen: a) 40 p.C.; b) 198 p.C. weiche Kohlen.

8. Bei dem Sinterprocesse: a) 12 p.C.; b) 247 p.C. weiche Kohlen.

9. Bei Hart- und Weichzerrennen: a) 15 p.C.; 220 p.C. weiche Kohlen.

10. Bei dem Puddeln: a) 18—20 p.C.; b) 117,5 p.C. Steinkohlen.

11. Bei der Feineisenbereitung: a) 12 p.C.; b) 35 Pfd. Steinkohlen.

Nach Dumas, s. B. 4 der Uebersetzung.

1. S. 665. Feineisenbereitung: a) 10—12 p.C.; b) 15—20 p.C. Coaks auf 100 Roheisen.

2. S. 672. Puddeln mit Anthracit: a) 16,5 p.C.; b) 171 p.C. Anthracit.

3. S. 675. Puddeln mit Holz: a) 15 p.C.; b) 200 p.C. weiches Holz.

4. S. 703. Das Heerdfrischen mit Holzkohle hat sich in neueren Zeiten in Frankreich besser gestaltet. In früheren Zeiten verbrauchte man auf 100 Gew.-Th. Stabeisen auf verschiedenen Werken: 250—330 G.-Th. Holzkohle (wahrscheinlich weiche?). Zu jetziger Zeit: zu Obersaône: 175; zu Dordogne: 173; zu Côte d'or: 180; zu Couvin 165 p.C.

Zur Erzeugung von 100 G.-Th. Stabeisen sind mit Inbegriff der Roheisenerzeugung 355 Holzkohle erforderlich.

5. S. 706. Nach **Dufresnoy** und **Beaumont** erfordern in England 100 G.-Th. Roheisen 150 — 223 G.-Th. Coaks. Nach **Coste** und **Perdonnet** erhält man aus 395,6 Eisenerz durch 514,9 grober und 100,8 klarer Steinkohle 134,6 Roheisen. Dieses bedarf bei dem Feinmachen: 86,2 grobe und 25 klare Steinkohle und giebt 121 Feineisen. Letzteres bedarf bei dem Puddeln 110 Theile Lumps mittelst 110 grober und 55 klarer Steinkohle. 110 G.-Th. gefrischte Lumps geben bei dem Ausschmieden 100 Stabeisen und man gebraucht dabei 60,7 grobe und 50,7 klare Steinkohle, also in Summa auf 100 Stabeisen 1003, mithin das 10fache Gewicht Steinkohlen,

In Wales gehen zur Erzeugung von 100 Stabeisen und 438 Eisenstein 800 rohe Steinkohlen auf.

Vermöge eigener Bereisung von Eisenwerken und durch gefällige Mittheilungen verschiedener meiner auf Eisenwerken angestellten Zöglinge sind mir folgende hierher gehörige ökonomische Data bekannt geworden:

1. Ausbringen auf dem gräflich **Einsiedel'schen** Werke **Lauchhammer**, zur Zeit als man daselbst noch Raseneisensteine für sich mit Kalkzuschlag verschmolz:

a) Ein Ctr. Roheisen = 100 Pfd. erforderte:

278 Ctr. Raseneisensteine
39 - Kalkstein
150 Pfd. kieferne Kohle von ausgezeichneter Güte zu 7,7 Pfd. des C.F. Gewicht.

Das erzeugte Roheisen gehört unter die phosphorhaltigen, zwar leicht schmelzbaren, aber schwer zu frischenden Varietäten. Die gesammte Stabeisendarstellung besteht: 1. im **Frischen** selbst, als a) dem Einschmelzen und b) dem Gaaren; 2. im Schmieden, als a) dem Anlaufen; b) dem Theilarbeiten und c) dem Ausschmieden.

Die Arbeit 1. wird betrieben:

a) eingeschmolzen 250 Pfd. Roheisen in $3\frac{1}{2}$ Stunden Zeit mit 5 Dresdner Scheffel Holzkohlen;

b) durch viermaliges Aufbrechen zur Gaare gebracht in 3 Stunden Zeit und durch 7 Scheffel Kohlen nebst ein wenig Zuschlag von Kalk- oder Hammerschlacke.

Die Arbeit 2. besteht:

a) in dem Anlaufen. Sie erfordert 1 Stunde Zeit und 2½ Scheffel Kohlen;

b) in dem Theilmachen, welches ½ Stunde dauert und noch 1⅔ Scheffel erfordert.

c) Das Anwärmen und Ausschmieden wird zugleich neben der Arbeit 1. a), also über dem Einschmelzen des Roheisens betrieben.

Die Arbeiten 2. a) b) geben 70 Pfd. Anlaufeisen und 100 Pfd. Theileisen, beide in Stäben. Es erforderten mithin 170 Pfd. Schmiedeeisen 8 Stunden Zeit und 318,27 Pfd. Kohle, also

100 Pfd. Stabeisen erforderten 187,10 Pfd. der besten kiefernen (von geringerer wohl 200 Pfd.) Kohle und der Abbrand auf 100 Roheisen = 32 p.C.

In neueren Zeiten, seitdem man mit den Raseneisensteinen aus der Umgegend zugleich Gangeisensteine (Magnet- und Brauneisensteine) aus der Gegend von Berggiesshübel verschmelzt, sind die ökonomischen Verhältnisse des Hohofens und der Frischheerde zu Lauchhammer folgende:

a) 100 Pfd. Roheisen erfordern 300 Pfd. Eisenerz aus 255 Pfd. Raseneisenstein und 45 Pfd. Gangerzen mit 22 Pfd. Kalk beschickt.

b) 100 Pfd. Roheisen geben bei dem Frischen 75 Pfd. Stabeisen. Bei dem Frischen selbst findet ein Abgang an Eisen von 10 p.C. und bei dem Ausrecken, je nachdem die Sorten stark oder fein sind, 12—15 p.C. statt.

c) Im Durchschnitt erfordern 100 Pfd. Stabeisen 133 Pfd. Roheisen und 210 Pfd. Kohlen.

2) Ausbringen auf dem gräflich Buqoi'schen Eisenwerke Kallig in Böhmen.

Man verschmelzt daselbst ⅔ geröstete und ausgelaugte Magneteisensteine mit 10 p.C. Kalkzuschlag durch ein Gemenge aus 6 Maass fichtenen Stockkohlen und 1 Maass buchenen Kohlen aus dem Verkohlungsofen, welcher daselbst zur Bereitung von Holzessig, zum Beizen der zu verzinnenden Schwarzbleche angewendet wird und von

mir in meinen Supplementen zum Handbuche der allgem. Hüttenkunde 2ter B., S. 67 beschrieben worden ist. Der Hohofen hat 30 F. Höhe, ist im Kohlensacke 8 und an der Gicht 4 F. weit. Bei gutem Gange des Ofens tragen 56 C.F. gemischter Kohlen 530 bis 550 Pfd. Erz nebst dem Kalkzuschlage, und man setzt in 24 Stunden 24 bis 26 solcher Gichten durch. Man bringt die zum Theil sehr unreinen, mit Talk, Strahlstein und Quarz durchzogenen Erze zu 30 bis 31 p.C. aus und erzeugt täglich 30 bis 32 Ctr. Roheisen. Die 56 C.F. Kohlen der Gicht bestehen aus 48 C.F. Stockkohlen à 6 Pfd. 20 Loth der C.F. und aus 8 C.F. buchenen Kohlen zu 7,7 Pfd. Gewicht, wiegen also zusammen 377 Pfd. Zur Erzeugung von 100 Pfd. Gusseisen werden nun durchschnittlich 240 Pfd. solcher gemengter Holzkohlen erfordert.

Der Frischprocess zu Kallig ist das deutsche Frischen in Verbindung mit der Brechschmiede. Das Roheisen wird langsam eingeschmolzen, bei dem besten Roheisen einmal, bei schlechterem zweimal roh, und sodann gaar aufgebrochen. Es wird dann in Brocken zerrissen, die man an Stäbe anschweisst und ausschmiedet. 100 Roheisen erleiden 19 Abgang bei diesen Arbeiten und auf 100 Pfd. Stabeisen gehen $2\frac{1}{8}$ Kübel = 36 C.F. = 198 Pfd. fichtene Kohlen auf und werden 123,46 Roheisen verbraucht.

3) Schwedisches Ausbringen, nach schriftlich an mich durch Winkler aus seinem Reisejournale übergebener Mittheilung.

Der Aufwand an weichen Scheitholzkohlen beträgt:

a) beim Wallonfrischen zu Oesterby:
auf 1 Ctr. Roheisen 74 Pfd. und auf 1 Ctr. Stabeisen 109,5 Pfd.;

b) beim Kochfrischen zu Skebo:
auf 1 Ctr. Roheisen 93 Pfd. und auf 1 Ctr. Stabeisen 113 Pfd.

4) Zur Rothen Hütte am Harze, ebenfalls nach Winkler, gehen ungefähr auf 100 Pfd. Roheisen 115,5 Pfd. fichtene Scheit- und Stockholzkohlen, und

auf 100 Pfd. Stabeisen 150 Pfd. dergleichen Kohlen auf. Als man erhitzte Gebläseluft anwendete, waren nöthig: auf 100 Pfd. Roheisen 112 Pfd. und auf 100 Pfd. Stabeisen 137 Pfd. dergleichen Kohlen.

5) Durchschnittsresultate über das Ausbringen und den Brennmaterialverbrauch auf den Eisenwerken Morgenröthe, Rautenkranz und Tannebergsthal im Voigtländischen Kreise in Sachsen (mitgetheilt durch den Besitzer genannter Werke, Herrn Lattermann).

a) 1 Pfd. sehr graues Roheisen erfordert zur Erzeugung aus den Erzen bei dem Betriebe mit der durch die Gichtenflamme bis zu 180 bis 200° R. erhitzten Gebläseluft:

1 Pfd. Fichtenholzkohlen.

b) 100 Pfd. Roheisen erfordern 322 Pfd. Erze (Roth-, Braun- und Magneteisensteine) und 105 Pfd. Zuschläge ($\frac{2}{3}$ Basalt und $\frac{1}{3}$ Kalkstein).

c) 100 Pfd. Schmiedeeisen erfordern zur Darstellung aus dem Roheisen:

150 Pfd. leichte Fichtenkohlen.

d) 100 Pfd. Roheisen erleiden bei der Umänderung desselben in Schmiedeeisen einen Abgang von 26 Pfd.

Anmerkung. Die bei der Schmiedeeisenerzeugung in Bezug auf den Kohlenverbrauch so ungünstigen Resultate scheinen in den Eigenschaften des verarbeiteten Roheisens fest begründet zu sein, indem dasselbe aus armer und strengflüssiger Beschickung, Behufs der Gusswaarenerzeugung, nur bei einem sehr hohen Hitzegrade äusserst gaar erblasen, und mit Silicin überladen, ausfällt. Mehrfachen mit Aufopferung unternommenen Versuchen zur Verbesserung des Frischprocesses trat die Eigenschaft des genannten Roheisens stets hindernd entgegen, während mit Roheisen von anderen Eisenwerken angestellte Versuche die günstigsten Resultate lieferten.

l) Nachträge zu §. 330. Die Frischschlacken und deren Benutzung betreffend.

Die Frischschlacken sind in neueren Zeiten mannigfach chemisch geprüft und auch in Hinsicht auf ihre Benu-

tzung ist Vieles verhandelt und versucht worden. Ich selbst habe im hiesigen Laboratorio der Bergacademie mehrere analytische Untersuchungen, so wie gewöhnliche und Betriebsproben über deren Gehalte angestellt und von meinen Zöglingen unternehmen lassen, und ich will hier zuerst einige der wichtigsten Resultate dieser Untersuchungen mittheilen.

1) Analyse zweier Sorten von Frischschlacken von dem S. 171 angeführten Heerdfrischen zu Lauchhammer. No. 1. war die nach dem Einschmelzen und ersten Aufbrechen erhaltene (Rohfrischschlacke) und No. 2. bei dem letzten Aufbrechen gefallene Gaarfrischschlacke.

No. 1. gab in 100:		No. 2.	
Kieselerde	40,15	Kieselerde	20,31
Eisenoxydul	49,21	Eisenoxydul	71,10
Eisenoxyd	1,04	Eisenoxyd	2,01
Graphit	3,03	Phosphorsäure	4,11
Phosphorsäure	5,22	Graphit	0,75
Thonerde	0,45	Kalkerde	0,92
Manganoxydul	0,25		
	99,35.		99,20.

Die Resultate dieser Analysen unterscheiden sich von den bisherigen Untersuchungen durch Auffindung des Gehaltes an Graphit und eines geringen Gehaltes an Eisenoxyd. Der erstere ist nicht zu bezweifeln. Er sondert sich durch Saigerung aus grauem Roheisen und kann schon durch das Mikroskop in den Rohschlacken erkannt werden. Den in einigen Frischschlacken ziemlich starken, in anderen geringern Eisenoxydgehalt habe ich zuerst, nachdem ich die neue Scheidungsmethode der beiden Eisenoxydate nach Fuchs durch kohlensauren Kalk versuchte, aufgefunden. Je mehr das Eisen bei dem Frischen dem Winde ausgesetzt war und je kohlenstoffärmer es verfrischt wird, um so mehr bildet sich neben dem Oxydul auch Oxyd. Man kann sich von der Gegenwart des Oxyds in der Frischschlacke leicht überzeugen, wenn man dieselbe höchst fein zerrieben durch starke Salzsäure in der Wärme zerlegt und die

Auflösung von dem aufgeschwollenem Kieselhydrat abfiltrirt. Uebersättigt man nun das Filtrat ein wenig mit kohlensaurem Kalk, so wird man das Eisenoxyd in dem abzufiltrirenden Präcipitat finden.

2) Als ungewöhnliche Gehalte der Frischschlacken habe ich gefunden: a) 7,3 p.C. Talkerde in einer Rohfrischschlacke von Kallig. Sie war bei dem Frischen eines Roheisens aus Magneteisenstein, mit Strahlstein ausgebracht, erhalten und fiel wegen ihres strahlig-krystallinischen Gefüges auf. Das Roheisen musste also Magnesium enthalten haben. b) 1,7 p.C. Titansaüre. Gaarfrischschlacke, ebenfalls von dem Eisenwerke Kallig in Böhmen; c) 11,3 p.C. arseniksaures Eisenoxydul in einer Rohschlacke von Breitenhof im Erzgebirge, bei dem Verfrischen eines Roheisens, welches bei dem Gaaraufbrechen dennoch nicht zum Schweissen zu bringen war, als sehr leichtflüssig abgelassen. Sie zeigte sich auf dem Bruche voller halbmetallisch glänzender krystallinischer Körner von grauschwärzlicher Farbe, und d) 2,5 p.C. Kupferoxydul in einer Frischschlacke des Eisenwerkes Kammerhof, früher unweit Berggiesshübel im Betriebe.

3) Die gewöhnliche Tiegelprobe mit Frischschlacke auf Roheisen stelle ich ganz wie die mit Erzen (s. Erdm. J. I. B. 3, S. 233) an und wähle zum Beschicken der Rohschlacke 75 p.C. des Kalk-, Thon-, Boraxglases; zum Beschicken der Gaarschlacke hingegen 90 p.C. des aus Kalk-, Kiesel- und Thonborax gemischten Glases. Die Rohschlacke giebt mir immer gut geflossene Körner, ohne vorhergegangene Röstung. Die Gaarschlacke bedarf, wenn sie nicht eine Haut von Frischeisen in der Schlacke geben soll, einer zweistündigen scharfen Röstung. 57 Varietäten der von mir probirten Rohschlacken gaben im Durchschnitt 35 p.C. und 62 Varietäten der Gaarschlacken 63 p.C. Roheisen. Die aufgeschlagenen Roheisenkörner der Rohschlacke zeigten sich mehrentheils weiss auf dem Bruche; die Probirkörner der Gaarschlackenprobe hingegen mehrentheils grauweiss.

Die Betriebsproben beschicke ich: a) 10 Probircent. Rohschlacken mit 1 bis 1½ p.C. eines Gemenges aus gleichen Theilen gebranntem Kalk und getrocknetem Töpferthon, und b) ebensoviel Gaarschlacken mit ½ Probiercentner Quarzmehl, ½ p.C. Kalk und ½ p.C. Thon. Das Ausbringen ist bei der Rohschlacke von 28 bis 30 p.C. und von der Gaarschlacke 48 bis 59 p.C. gewesen. Auch bei diesem Probiren habe ich die Gaarschlacke zuvor, um sie höher zu oxydiren, geröstet, und dennoch sind mir diese Proben im Sommer, wenn der Windofen bei warmer Luft und tiefem Barometerstande nicht kräftig genug zog, zuweilen missrathen.

Aus allen diesen Proben ergiebt es sich, wie es auch bisher schon von Karsten und anderen Hüttenverständigen bemerkt wurde, dass man die Frischschlacken, vorzüglich die bei den letzteren 2 bis 3 Aufbrechen fallenden, oder auch die aus reinerem Roheisen ohne Aufbrechen erzeugten, noch mehr als bisher auf Eisen zu benutzen bemühet sein muss. Man sehe deshalb in Hinsicht auf manche in neuern Zeiten angestellte Versuche und Vorschläge nach:

Vandenbroeks Versuche über die Reduction der Frischschlacken mit Kalk in Flammenöfen, in Karsten's Arch. I. B. 11, H. 2, S. 280; ferner: über Versuche, die Frischschlacken geröstet der Hohofenbeschickung zuzuschlagen. Studien des Göttinger Vereins bergmännischer Freunde B. 2, S. 107 und Tamm über Schlacken- und Eisenfrischerei aus dem Schwedischen in Erdm. J. I. B. 10. H. 2, S. 186.

Bei dem jetzigen Gebrauche erhitzter Gebläseluft wird man hoffentlich nicht allein der Hohofenbeschickung mehr gute Frischschlacken als bisher zuschlagen, sondern sie auch mit 10—12 p.C. Mergelzuschlag für sich durchsetzen können.

Uebrigens findet man die Resultate bisheriger Untersuchungen der Frischschlacken angegeben in Karsten's Eisenhüttenk. 4. Th. S. 94, in Berthier's Handb. der metall.-analyt. Ch. 2 Th. der Uebersetzung S. 262, und in Dumas Handb. B. 4, S. 661.

Ausserdem einzelne Aufsätze in Erdm. J. I. B. 2, S. 134: Farbentafel zur Beurtheilung der Frischschlacken; in Karsten's Arch. I. von Berthier in B. 7. S. 364, von Walchner B. 8, S. 191; von Karsten B. 8, S. 255. Im 7ten B. S. 239 findet sich von Mitscherlich die wissenschaftlich interessante Untersuchung einer krystallisirten Frischschlacke (Rohschlacke?) aus 67,24 Eisenoxydul, 31,16 Kiesel und 0,65 Talkerde, also beinahe dem Singulosilicat des Eisenoxyduls gleichkommend, zusammengesetzt. Ueber Sefström's Auffindung des Vanads in der Frischschlacke von Taberg, s. Ann. d. Ch. et de Ph. Nov. 1830, S. 358. u. Poggendorff's Annal. B. 21, St. 1.

Ueber die Praxis des Eisenfrischens sind nachzulesen: Koch's Versuch einer Darstellung der auf den Harzer- und Weserhütten üblichen Frischprocesse, in den Stud. d. Götting. Vereins bergm. Freunde B. 2, S. 1 — 92. August Wigand, der Frischhüttenbetrieb. Mit 2 lithogr. Tafeln, Berlin 1837.

Praktische Eisenhüttenkunde, oder Atlas der Maschinen u. s. w., welche jetzt bei der Roheisenerzeugung und der Stabeisenfabrication angewendet werden, von Le Blanc und Walter, deutsch bearbeitet v. Hartmann. Weimar 1837.

Af Uhr, über das Puddlingfrischen in Schweden. S. Karsten's Archiv. I. B. 11, S. 315.

13) Die Stahlprocesse, §. 332 bis 341 d. G. d. H. betreffende Nachträge.

a) Bestandtheile der Stahlsorten, S. 403 d. G. Die verschiedenen Guss- und Rohstahlarten, welche Karsten (s. E.-Hüttenkunde Th. 1, S. 217) untersuchte, zeigten einen Kohlengehalt von 1,25 bis 2,3 p.C., und Cementstahl nie mehr als 1,75 p.C. Berthier giebt in seinem Handbuche S. 253 an: Im englischen, zur Gussstahlbereitung anwendbaren Cementstahl: 1,87 Kohlenstoff, 0,10 Silicin; im indischen Gussstahl: 1,50 Kohlenstoff, 2,10 Silicin und nach Faraday in einer Sorte 0,4 Alumin; im englischen Gussstahl (Hundmanns-

stahl) 1,33 Kohlenstoff' 0,05 Alumin und in einer anderen Sorte desselben 1,83 Kohlentoff.

Nach Gay-Lussac und Wilson's Untersuchungen, s. Analyse einiger Roheisen-, Stabeisen- und Stahlsorten in Erdm. J. I, B. 7 ausgezogen aus Lassaigne's Traité de chimie enthalten: englischer Gussstahl (beste Sorte, aus schwedischem Eisen bereitet) in 10000 Theilen an: 0,00625 Kohlenstoff, 0,00030 Silicin, 0,00036 Phosphor und Spuren von Mangan; französischer Gussstahl von Isère: 0,00651 Kohlenst., Spuren von Silicin, 0,00076 Phosphor und Spuren v. Mangan; bester französischer Gussstahl: 0,00654 Kohlenstoff, 0,00040 Silicin, 0,00074 Phosphor und Spur von Mangan; zweite Sorte des französischen Gussstahles: 0,00936 Kohlenst., 0,00080 Silicin, 0,00114 Phosphor und Spuren von Mangan; mithin schaden, wie man bisher glaubte, geringe Mengen von Phosphor dem Stahle nicht. Roher Woozstahl (s. ebend.) enthält nach Wilson in 100 Th. Kohlenst. 1,407, Silicin 0,120, Alumin 0,948. und raffinirter: Kohlenst. 0,957 ohne weitere Nebenbestandtheile. Allen diesen zufolge kann Stahl ohne die verschiedenen Nebenbestandtheile, welche indessen zum Theil seine Güte erhöhen, bestehen. Nach meiner Ansicht ist die Kohle im Stahl als höchst fein zertheilter Graphit enthalten, nnd je inniger dieser mit dem Eisen gemengt ist, um so besser ist der Stahl.

Ausser dem §. 332 des Grundr. d. H. bemerkten nachtheiligen Einflusse des Schwefels auf den Stahl hat Stengel, s. dessen Aufsatz: über den Einfluss des Kupfers und Schwefels auf die Güte des Stahles in Karsten's Archiv II, B. 9, S. 465, durch mehrere interessante Beobachtungen und Versuche nachgewiesen, dass die bei dem Schmieden des Stahles hie und da sich zeigenden Srünge und Hartrisse, so wie das rauhe und schwarze Ansehen der schmalen Seitenflächen der Stahlrippen, vorzüglich einem Kupfergehalte des Stahles zuzuschreiben sei. So ergab es sich aus der Untersuchung von Stabeisen aus der Eifel und von Dillenburger Eisen, dass weder Kohle, noch Mangan, noch Silicin

noch Schwefel allein, sondern nur das Kupfer das Rauhwerden des Stahles, diesen Anfang zum Rothbruch begründe, und dass das Kupfer die Veranlassung sei, weshalb die Stahlschreistücke sich um so schwieriger bei gleichem Grade der Gaare schweissen lassen, je mehr Kupferkiestheile die Spatheisensteine, aus denen der Stahl dargestellt wird, enthalten.

Da das Kupfer schwerer oxydirbar als Eisen ist, so wird auch der Kupfergehalt des Rohstahleisens nicht durch das Stahlfrischen vermindert, sondern eher vergrössert. So unter andern hielt Rohstahleisen nur 0,26 und der aus demselben dargestellte Frischstahl 0,40 p.C. Kupfer. Bei den mehrfachen sorgfältig angestellten analytischen Prüfungen verschiedener Stahl- und Eisensorten fand Stengel an Kupferprocenten in 100 Theilen: 0,27, 0,36, 0,07, 0,03, 0,29, 0,44, 0,62, 0,40, 0,18, 0,34. Diese Prüfungen wurden auch auf den Schwefelgehalt ausgedehnt, und es fand sich z. B. in Stabeisen aus der Eifel, dessen Rippen nach dem Plätten auf den schmalen Seitenflächen glatt und silberweiss waren, 0,07 Kupfer und 0,29 Schwefel. Siegensche Eisensorten, welche einen variirenden Kupfergehalt von 0,29 bis 0,44 und einen dergleichen Schwefelgehalt von 0,39 bis 0,42 p.C. zeigten, wurden vorzüglich schwarz und rauh auf den schmalen Seiten der gehärteten Rippen. Vermöge aller dieser Untersuchungen empfiehlt daher Stengel mit Recht, auf die Scheidung jedes Kupferkiesgehaltes aus den Eisensteinen vor ihrer Verschmelzung auf Roheisen zur Stahlbereitung sorgfältige Rücksicht zu nehmen *). Besonders nachtheilig zeigte sich übrigens der Kupfergehalt bei der Sensenschmiede.

b) Zu §. 333 d. G. Luppenstahl fällt nicht allein bei dem Eisenluppenfrischen ab, sondern wird auch hie und da, obgleich selten, aus Erzen, jedoch von mittelmässiger Güte, noch rohstahlartig dargestellt. Nach Dumas, s. B. 4, S. 691, wird in den Pyrenäen dergleichen in kleinen catalonischen Stahlfrischheerden aus

*) Sollte nicht das Auslaugen solcher Erze nach vorhergegangener oxydirender Röstung von Nutzen sein?

Erzen ausgebracht. Man bringt zu Anfange des Frischens glühende Fichtenkohlen von der früheren Arbeit in den Heerd, füllt ihn mit frischen Kohlen bis zur Form und bedeckt diese mit angefeuchteter Kohlenlösche. Auf diese giebt man nun wieder Kohlen an der Hinterseite und ein Gemenge von Erz und Kohlen an der Windseite des Heerdes auf. Die ganze Gicht beträgt 4,5 Ctr., welche man mit feuchter Kohle bedeckt und das Gebläse anlässt. Nach 1¼ Stunde sticht man die erste Schlacke. Bei der Fortsetzung des Frischens lässt man von Zeit zu Zeit geringe Mengen von Schlacken ab und giebt noch etwa 2 Ctr. mit Kohle gemengtes Erz nach. Nach ungefähr 6 Stunden ist der Stahl gaar und wird in Stäbe ausgeschmiedet, von welchen man 2,9 Ctr. erhält. Es geben mithin 100 Gewichtstheile Erz 40 p.C. Luppenstahl, und 100 Th. dieses Stahles erfordern 348 Th. fichtene Kohlen. Die nach dem Zängen gehärteten Rohstahlstäbe sind noch grobkörnig auf dem Bruche, werden sortirt und gegerbt. Da es bei diesem Processe darauf ankommt, dem Eisen nicht allen Kohlenstoff zu entziehen, so darf man keine gaarenden Zuschläge anwenden und muss ein zu starkes Einblasen des Windes zwischen das gaarende Eisen vermeiden; auch dürften sich wohl nur gut schmelzende Erze zu dieser Arbeit eignen.

c) Zu §. 335 d. G. Frischstahlbereitung betreffend. Der Eisenabgang und Kohlenverbrauch zeigen sich nach der Art des zu verfrischenden Roheisens verschieden. Zu Wildalpen in Steiermark, wo man blumige und blumig-spieglige Flossen des Blauofens verfrischt, beträgt der Eisenabgang nur 10 p.C. und der Verbrauch an weichen Kohlen 165 auf 100 Rohstahlstäbe. Bei dem Raffiniren kommen noch auf 100 gegerbten Stahl 7 bis 8 p.C. Eisenabgang und 84 bis 85 p.C. Kohlenverbrauch. Nach Stünkel, s. d. Beschreib. der Eisenbergwerke und Eisenhütten am Harze, geben graues Roheisen von vorzüglicher Güte 75 p.C.; mittleres 71 p.C. und geringeres 66 p.C. Rohstahl mit einem Aufwande von 220 bis 230 weicher Kohlen auf 100 Th. Rohstahl. Bei der unächten Brescianschmiede beträgt der

Eisenabgang auf 100 Rohstahl 26 bis 28 p.C. und bei dem Strecken 4 p.C.; und der Kohlenverbrauch auf 100 raffinirten Stahl bei dem Frischen und Gerben 330 bis 350 p.C. weicher Kohlen. Ungefähr eben so sind die Verhältnisse bei dem Ausbringen von 100 ächtem Brescianstahl. In den Gewehrfabriken Russlands, z. B. zu Tula, bereitet man auch aus Schmiedeeisenabgängen in Frischheerden Stahl, indem man dieselben zuerst roh einschmelzt und sodann die geschmolzene Masse noch einmal mit einem Zusatze von $\frac{1}{3}$ ungeschmolzenen Abfällen zwischen Kohlen unter dem Winde eingehen lässt, wobei denn das Eisen die nöthige Menge von Kohlenstoff, um sich in Stahl umzuändern, aufnimmt. Bei dieser Arbeit findet, mir zugekommenen Nachrichten zufolge, ein Eisenverlust von 8 bis 10 p.C. und ein Kohlenaufwand von 113 p.C. statt.

d) In Schweden, wo man verhältnissmässig wenig Stahl bereitet, sondern das zur Stahlbereitung vortreffliche Eisen mehr nach England absetzt, wendet man, will man Roheisen zur Stahlbereitung selbst erzeugen, die grösste Aufmerksamkeit auf die Unterhaltung eines guten gaaren Ganges des Hohofens. So z. B. kann man für diesen Fall mit 517 Gewichtsth. Kohlen nur 1040 Gewichtsth. Eisenstein durchsetzen. Bei der gewöhnlichen Roheisenerzeugung hingegen trägt dieser Kohlensatz 1400 Gewichtsth. Eisenstein. Des auf der Stahlhütte zu Schishyttan gebrauchten, aus dem Ganzen gegossenen Stahlheerdes von beinahe 20 Ctr. Gewicht ist bereits oben, s. Artikel Heerde, Erwähnung gethan.

e) Untersuchungen der Producte des Stahlfrischens haben folgende Resultate geliefert: 1) Mehrere im Handel vorkommende Steiermärkische Stahlsorten gaben mir in 100: Mockstahl zu Sicheln und Sensen: Kohlenstoff 1,92, Silicin 0,11, Spur von Mangan. Scharsachstahl: Kohlenstoff 1,87, Spur von Silicin. Zwickschmidtstahl: Kohlenstoff 1,03, Silicin 0,05; Spur v. Mangan. Zwittereisen, d. i. stahlartiges Stabeisen: Kohlenstoff 0,89, Spuren von Silicin und Mangan.

2) Stahlfrischschlacken vom Stahlfrischen zu Schishyttan im eisernen Heerde nach Fellin No. 1: Kiesel 13,30, Eisenoxydul 76,80, Manganoxydul 1,70, Kalk und Talkerde 4,90, Thonerde 2,10. No. 2, später abgelassen: Kiesel 9,20, Eisenoxydul 84,40, Manganoxydul 2,30, Talkerde 3,00, Kalkerde 1,40, Thonerde 1,90. No. 3. Stahlfrischschlacke von Olshyttan nach Sefström: in 2 Grammen Kiesel 0,2585 und Eisenoxydul 1,6485 ohne Spuren von Kalk- oder Thonerde, s. Erdm. J. I, B. 4, S. 105. Stahlfrischschlacken vom Stahlfrischprocesse zu Allevard: No. 1 vom ersten Ablassen: Kiesel 23,0, Eisenoxydul 45,0, Manganoxydul 29,0, Kalkerde 2,0, Talkerde 1,0, Thonerde 1,0. No. 2, später gezogene: Kiesel 19,0, Eisenoxydul 51,5, Manganoxydul 10,5, Kalkerde 17,0, Talkerde 1,0, Thonerde 1,0. No. 3 bei der Gaare: Kiesel 8,0, Eisenoxydul 80,0, Manganoxydul 3,5, Kalkerde 7,0, Talkerde 0,5, Thonerde 0,5. Dergleichen Schlacken von Rives-de-Gier: No. 1 Kiesel 29,3, Eisenoxydul 40,4, Manganoxydul 10,0, Kalk 14,3, Thon 1,0, Talk 1,0, und No. 2 Kiesel 21,0, Eisenoxydul 70,2, Manganoxydul 3,5, Kalk 4,3, Talk 0,5, Thon 0,4. (Man sieht aus diesen Angaben, dass auch hier wie bei dem Eisenfrischen, die Schlacken gegen das Ende des Frischens eisenreicher und erdenärmer als anfänglich ausfallen.)

Müsener Rohstahlschlacke gab: Kiesel 19,0, Eisenoxydul 64,8, Manganoxydul 12,6, Kalk 1,8, Talk 0,4.

Die letzteren von Berthier, s. dessen Handb. S. 262, aufgestellten Schlacken müssen aus manganreichem Roheisen gefallen sein.

f) Ausser den im Grundrisse d. H. angeführten Schriften sind über Stahlfrischprocesse nachzulesen: Anzeige über den Fortgang zur Verbesserung der Stahlfabrication in Frankreich. Karsten's Archiv I, B. 9, S. 363. Bagnold, Bereitung des Damaststahles in Ostindien, ebendas. B. 14, S. 456. Stengel's Beschreibung des Siegenschen Rohstahlfrischprocesses ebend. B. 18, S. 332.

g) Nachträge, die **Stahlcementation** § 337 d. G. betreffend.

1. Als ein ausgezeichnetes Cementpulver zur Stahlfabrication kann ich vermöge eigener Versuche und Erfahrungen empfehlen: 100 Gewichtstheile gröblich gepulverte **Buchenkohle**, 6 Gew.-Th. **Stein-** oder **Braunkohlenruss** und 3 Gew.-Th. gutes **Kalksteinpulver.** Russ und Kalk werden zusammen gerieben und mit der Buchenkohle in grober Pulverform gemengt.

2. In **Erdmann's** J. I, B. 3, S. 127 wird Nachstehendes über **schnelle Stahlcementation** mitgetheilt: Erhitzt man Eisen bis zum Rothglühen zwischen Bohrspänen von Roheisen (wohl am besten grauem), so wird es sehr schnell cementirt und durch Härten so hart, dass es kaum von den besten Feilen angegriffen wird. Man verwandelt auf diese Weise Eisenblech, Drath u. dergl. **leicht in Stahl.** Je feiner das Gusseisen zertheilt ist, um so besser gelingt die Operation. Bedeckt man die Kapsel mit Sand, so verhütet man die Oxydation des Gusseisens und kann dasselbe ötfers benutzen. Graphit ist unter gleichen Umständen ohne Wirkung.

3. In die grösseren Cementiröfen in England setzt man in 2 Kisten gegen 200 Ctr. Stabeisen zur Cementation ein und verbraucht auf dieses Quantum ungefähr 250 Ctr. gutflammender Steinkohlen. Die Operation selbst dauert 18 bis 20 Tage bis zum Herausnehmen des Stahles. Die allmählich steigende Anfeuerung dauert 8 bis 10 Tage, und die übrige Zeit geht zum Abgehen des Feuers und zur langsamen Erkaltung der Cementirkästen auf. Die Gewichtszunahme rechnet man gewöhnlich zu $\frac{2}{5}$ p.C. Wenn man nun bei analytischen Untersuchungen durchschnittlich 1,5 Kohlenstoff im Cementstahl und höchstens 0,4 p.C. in dem Stabeisen fand, so müssen dem Eisen wohl bei der Cementation noch Gewichtstheile entgehen, und wahrscheinlich sind diese Eisen selbt, welche sich in das Cementpulver einziehen.

4. In Schweden cementirt man auch (s. **Winkler** in **Erdm.** J. I, B. 3, S. 39) Stahl durch **Holzflamme**

und setzt in der Regel 3 Kisten ein. So in Oesterby, wo man den Stahl von gleicher Güte als der englische aus Dannemora-Eisen bereitet.

5. Verschiedene nicht unwichtige, zum Theil geschichtliche Mittheilungen über die Stahl- und Eisenfabrication in England finden sich noch „A Treatise on Jron and Steel, in the cabinet of useful arts" in Erdm. J. I, B. 17, S. 168. Es wird daselbst angegeben, dass man in Scheffield die beschickten Cementkisten anstatt mit Sand mit Staub vom Eisen- und Stahlschleifen bedecke, dass die Cementirhitze 70° Wedgewood, das wäre 60 bis 62° meines Photopyrometers, betrage und dass die Stahlstäbe nur $\frac{1}{150}$ schwerer als das eingesetzte Eisen ausfallen.

h) Zu §. 339. Gussstahlbereitung betreffend.

1. So mannigfaltig auch die Flussmittel, welche man zur Einschmelzung des Stahles als Bedeckungsmittel vorgeschlagen hat, sind, so bleibt doch immer gestossenes, völlig bleifreies Glas das beste, und es gehören zur Gussstahlbereitung nur völlig feuerfeste Schmelzgefässe; eine Hitze von 73 bis 76 Grad meines Pyrometers und genanntes die Luft und jeden chemischen Einfluss abhaltendes Schmelzmittel.

2. Ueber den Gussstahlprocess ist unter andern nachzulesen:

Smith, sur la fabrication de l'acier coulé, Journ. de mines No. 73, p. 59.

Poucelet frères, Résultat d'une expérience, qui a été faite sur l'acies fondu, ebend. No. 145, p. 35.

Gillet Laumond, sur l'acier fondu, ebend. No. 151 p. 5.

Ueber die Gussstahlbereitung in Heljestrand, in Erdm. J. I, B. 2, S. 105.

Broling, über den Gussstahl, in Karsten's Arch. I, B. 8, S. 342.

3. Obgleich die §§. 161 und 340 d. G. d. H. kurz erwähnte Gussstahlfabrication bis jetzt noch nicht zur Ausführung im Grossen gelangt ist, so bietet dieselbe doch so manches Merkwürdige dar, dass ich, um diesen Gegenstand der Vergessenheit zu entziehen und um

durch dessen Bekanntmachung zu weiterer Bearbeitung desselben aufzufordern, hier meine Erfahrungen über diese Stahlproduction mittheilen will.

Es suchte nämlich bereits im Jahre 1825 Hr. Dr. und Graveur Bauer in Bautzen bei unserer Regierung um Unterstützung einer neuen Erfindung, Gussstahl zu bereiten, nach und gab als Eigenthümlichkeiten des neuen Processes an: den Guss- und andere Stahlarten auf einem neuen, bei weitem wohlfeileren Wege, als der bisher übliche, darzustellen; ihn auf einem noch nicht gekannten Wege in besonders eingerichtete Formen zu giessen und ihn durch einen neuen chemischen Process, durch welchen das Gusseisen mit Beibehaltung seiner Formen in geschmeidiges Eisen und sodann in Stahl umgeändert werde, darzustellen. Es wurde darauf eine Commission, bestehend aus Hrn. Maschinendirector Brendel allhier, Hrn. Inspector Blochmann in Dresden und mir zur Prüfung vorstehender Angaben ernannt. Bei dieser commissarischen Untersuchung in Bautzen nun habe ich mir nachstehende Erfahrungen niedergeschrieben:

Aus der Vorlegung der Bauer'schen Fabricate ging vorläufig hervor.:

1. das gebrauchte Roheisen, welches wir sahen, war von Bernsdorf in der Lausitz, ein graues, feinkörniges, gutes, ziemlich weiches Roheisen. Hr. Bauer versicherte, jede Sorte von Roheisen, wenn es nur keinen Zink, Kupfer und Arsenik enthalte, anwenden zu können. Kleine Mengen von Phosphor oder Schwefel fürchte er nicht. Mangan mache das Fabricat etwas kurz.

2. Das Wesentliche seines Verfahrens bestehe darin: das Roheisen in Stangen oder breiten Stäben durch Hülfe eines noch geheim zu haltenden Cementpulvers *) zu Frischeisen zu cementiren. Es gehe bei die-

*) Ueber dieses Pulver habe ich später in Erfahrung gebracht, dass es irgend ein wohlfeiles Thonsilicat — z. B. Thonschiefer — sei. Wenn ich daher gelehrt habe, Thongeschirre in Kohle durch Einsaugung von Kohlenstoff schwar zu färben, so hat Bauer durch Thonsilicat dem Eisen durch Cemzntation Kohlenstoff entzogen.

sem Processe zuerst in eine Art von Rohstahl und bei fortgesetztem Processe in gaares Eisen über. Bei einer weiter getriebenen Cementation werde dasselbe in eine Masse von weissem krystallinischem körnigem Bruche umgeändert, und über diese Grenze hinaus cementirt, verliere das Eisen seinen Zusammenhang, werde würflig körnig und es entstehen lose, im Cementpulver liegende kleine Würfel von gaarem Eisen. Das durch die Cementation erzeugte Metall werde zum Gusse eingeschmolzen und dabei theils Wasser, theils Kohle, um Varietäten des Stahles zu erzeugen, angewendet. Der geschmolzene Stahl werde in eiserne Formen ausgegossen und in diesen heftig zusammengepresst, wodurch er schweissbar und überhaupt zum weiteren Ausrecken geschickter werde. Eine Hauptsache sei die Förmerei durch den Gewaltdruck der Presse.

3. Bauer's sämmtliche Arbeiten sind — wenn auch hie und da andere Metallurgen, wie Rinmann, ihm in dem Geschäfte der Adoucirung vorgearbeitet haben — dennoch eigenthümlich und von, wenigstens theoretischer, Wichtigkeit.

4. Schon die Vorlegung der rohen Gusseisensorten, wie sie stufenweise durch die Cementation umgeändert wurden, zeigten, dass man nicht etwa untergeschobene Producte vor sich sehe; so hatten einige Bruchstücke einen noch völlig rohen Kern, andere waren durch und durch weiss und zeigten den Bruch des gaaren Eisens.

5. Die vorgezeigten Producte sind nicht als Resultate kleiner Proben, sondern als Uebergangsproben zu den Arbeiten im Grösseren zu betrachten. Die vorgelegten Stücke von gepresstem Gussstahl wogen 5—6 Pfd.

6. Um das Eisen zur höchsten Feine und Geschmeidigkeit zu bringen, soll das einmal adoucirte Eisen überschmiedet und nochmals einer zweiten Adoucirung unterworfen werden.

7. Das Roheisen verliere in der ersten Periode der Cementirung, wo es stahlartig werde, 5—7 p.C., und

nach vollendetem Cementiren bis zur Gaare erhalte man von 100 Roheisen 88 bis 90 Frischeisen.

Die Veränderungen der Producte dieses Cementationsprocesses sollten nun nach **Bauer's** Angabe folgende sein: Es kann 1) Roheisen in jeder Gestalt in gaares dehnbares Eisen umgeändert werden; 2) es kann Roheisen auf der Oberfläche in Stahl verwandelt werden; 3) es kann das erzeugte gaare Eisen mit einem Zusatze von Roheisen zu Stahl von jeder beliebigen Eigenschaft verschmolzen werden. Es ist mithin der ganze Process vorzüglich als ein Entkohlungsprocess, bei welchem aber auch die übrigen Nebenbestandtheile des Roheisens, theils durch die einsaugende Kraft des Cementpulvers, theils durch die folgende Pressung geschieden werden, zu betrachten.

Nach dieser vorläufigen Mittheilung wurden nun 3 Stahlbereitungsversuche an verschiedenen Tagen in **Bauer's** Feuerwerkstatt beobachtet. Ich beschränke mich hier auf die Beschreibung des grössern Gusses, durch welchen etwa 15 Pfd. Gussstahl erzeugt wurden. Es wurde ein Passauer Tiegel, der zuvor mit etwas boraxhaltigem Thon ausgestrichen und getrocknet war, mit $5\frac{1}{3}$ Pfd. zerstücktem gutem grauem Roheisen von Bernsdorf und mit $10\frac{2}{3}$ Pfd. durch den Cementationsprocess adoucirten Eisenstücken, auf dem Bruche ganz weiss und grobkörnig, beschickt. Das Roheisen kam zu unterst in den Tiegel und darauf die Stücken des adoucirten Eisens. Die Beschickung war in dem Tiegel aufgehäuft und wurde mit einem oben offenen Stück eines schon gebrauchten Tiegels bedeckt, auf einem feuerbeständigen Ziegel dem stark ziehenden Windofen, mit guten Coaks bedient, übergeben. Der Ofen stand kalt und der Tiegel wurde gelinde angefeuert, und sodann das Feuer allmählich verstärkt. Nach 3 Stunden war die Beschickung eingeschmolzen. Ist der Ofen einmal in Hitze, so soll die Schmelzung in 2 Stunden erfolgen. Die geschmolzene Masse wurde nun mittelst eines mit Thon bestrichenen langen Eisenstabes stark umgerührt, und sodann wurden unter stetem Umrühren durch Hülfe eines langen Eisen-

rohres ungefähr 4 — 5 Loth Wasser allmählich in das schmelzende Metall eingelassen. Hr. D. Bauer bemerkte dabei, dass, wenn es sich finden sollte, dass durch das eingelassene Wasser der Stahl zu kohlenstoffarm und mussig im Flusse erschiene, man wiederum etwas Kohlenstaub einrühren müsse. Das war aber bei gegenwärtigem Schmelzen nicht der Fall, und sobald der Stahl durch neue Anfeuerung wieder im dünnen Flusse sich befand, wurde der Tiegel ausgehoben und dessen Inhalt schnell von aufliegender Schlacke und Kohle gereinigt. Schon zuvor hatte man eine länglich vierseitige schmiedeeiserne Form angewärmt und unter eine stark wirkende Presse — einer Münzpresse ähnlich — gesetzt. In diese Form nun wurde der Stahl gegossen, und sobald sich der ganz dünnflüssige Zustand desselben in einen musigen verwandelte, wurde ein starker genau passender Formdeckel von Schmiedeeisen aufgelegt und der Stahl in der Form stark und wiederholt zusammengepresst. Nach der Erkaltung des Pressstahles wurde er aus der Form geschlagen und von einer ihm anhängenden dünnen Schicht Pressschlacke gereinigt. Das $14\frac{9}{10}$ Pfd. wiegende Stück Gussstahl wurde nun durch eine Feile bezeichnet und Hrn. Bauer zu einer noch 8-stündigen Cementation in dem obengenannten, geheim gehaltenen Cementpulver übergeben. Nach diesem wurde der nun fertige Gussstahl geprüft. Er zeigte sich schmied- und schweissbar, sehr gleichförmig grauweiss auf dem Bruche und von bedeutender Härte. Die chemische Analyse zeigte in 100 Th. des Pressstahles: Kohlenstoff 1,35, Silicin 0,37, Phosphor 0,15 und eine Spur von Alumin. Da das zu seiner Bereitung verwendete Roheisen zu Bernsdorf aus Raseneisenstein erzeugt worden war, so fiel der Phosphorgehalt desselben nicht auf. Die Stahlschmelzschlacke so wie die Pressschlacke wurden nur qualitativ untersucht und verhielten sich einer Frischschlacke mit viel Eisenoxydul-, etwas Kieselerde- und ziemlich viel Phosphorsäure-Gehalt gleich. Ein aus demselben in einer Freiberger Bergschmiede verfertigter Steinbohrer that noch bessere Dienste als gewöhnlicher

Steiermärker Stahl. Und so hatten sich in der Hauptsache die Angaben des Hrn. D. Bauer bestätigt. Warum ist nun dieser Process nicht zur Ausübung gekommen? Man hat in Erfahrung gebracht, dass derselbe von ihm selbst, theils in eigener Werkstatt, theils auf Eisenwerken ohne Erfolg im Grossen auszuführen versucht worden ist. War nun kein pecuniärer Vortheil zu erlangen? oder wollte das Verfahren im Grossen wegen nicht gehörig herzustellender Oefen und Apparate nicht gelingen? So viel ist gewiss, dass dieser Gussstahlbereitungsprocess ein grosses theoretisches Interesse darbietet und früher oder später näher geprüft zu werden verdient.

i) Zu §. 340 d. G., verschiedene andere Arten der Stahlerzeugung betreffend.

Nachdem Colquhoum und Makintosh die Stahlbereitung durch die Kohlenwasserstoffgase der Steinkohlen gelehrt hatten, stellte auch Vismara den Stahl auf diese Weise durch das aus Fett und Talg bereitete Kohlenwasserstoffgas dar, s. Jahrbücher des k. k. polytechnischen Instituts in Wien B. 13, S. 270. Ich habe mich zur Erklärung dieses Processes mit mehreren und anderen verwandten Versuchen, welche aber, besonders in quantitativer Hinsicht, noch fortgesetzt werden sollen, beschäftigt und kann vor der Hand folgende Thatsachen über Zerlegung verschiedener Gase durch starken Eisendrath, über welchen ich in glühenden Porcellanröhren die Gase trieb, berichten: 1) Doppelt-Kohlenwasserstoffgas wird in einfaches umgeändert; 2) Einfach-Kohlenwasserstoffgas wirkt wenig auf das Eisen, doch scheint das durchgetriebene Gas freies Wasserstoffgas zu enthalten; 3) schneller wird das Kohlenoxydgas durch Eisen zerlegt und in kohlensaures Gas umgeändert. Wie sich das wasserfreie kohlensaure Gas bei dieser Behandlung verhält und ob dabei Sauerstoffgas abgeschieden wird, soll die Aufgabe meiner nächsten Versuche sein.

k) Ueber das Härten des Stahles (zu §. 341

d. G.) in Quecksilber und durch comprimirte Luft. 5. Erdm. J. I. B. 2, S. 130 und 132.

l) Ueber die Legirungen des Stahles mit anderen Metallen haben in neueren Zeiten mehrere Chemiker, vorzüglich Stadart, Faraday, Berthier, Briant und Fischer, gearbeitet, s. Karsten's Archiv I. B. 9, S. 322 und 378, B. 11, S. 248. Gilbert's Ann. B. 69, S. 257, B. 72, S. 247. Jahrb. d. polyt. Inst. in Wien B. 3, S. 418 und B. 4, S. 600.

Die Hauptergebnisse dieser Arbeiten sind: 1) dass 500 Stahl und 1 Silber einen schönen zu Rasirmessern u. d. m. anwendbaren Stahl liefern; 2) dass 98,5 Stahl und 1,5 Platin guten Stahl zu schneidenden Werkzeugen geben; 3) dass 98 Stahl und 2 Nickel den Meteorstahl bilden; 4) dass Titan und Stahl, so wie Stahl mit 1, 2, 3 p.C. Chrom, einen vortrefflichen Damast darstellen. Auch Rhod, Irid und Osm geben Stahl von vorzüglicher Qualität. Nach Stadart und Faraday besitzt die Legirung des Stahles mit Kupfer keine besonderen empfehlungswerthen Eigenschaften. Dass im Gegentheil ein Kupfergehalt dem Stahle schädlich ist, haben Stengel's Versuch, s. S. 209, hinlänglich bewiesen.

Zum Schlusse dieses Abschnittes führe ich noch zum Nachlesen über die Anwendung und Bearbeitung des Stahles einen interessanten Aufsatz von Damemme in den Ann. des mines., troisième Série, T. XIV. livraison d. 1838. pag. 67, an.

Zusatz über Goldausbringen durch Roheisen.

Auf den russischen Hüttenwerken eröffnet sich die Aussicht eines wichtigen neuen Hüttenprocesses namlich das Ausbringen des Goldes durch Roheisen.

Obgleich in neueren Zeiten, wie bereits S. 100 dieses Werkes angegeben worden ist, die Goldwäschereien in Russland zum Theil sehr verbessert worden sind, so fand sich doch bei genauer Untersuchung, dass bei diesem Processe sehr viel und hie und da sogar der grösste Theil des Goldes in dem verwaschenen Sandrückstande verloren gehe.

Es wurde nun dieses durch neuere Versuche des Hrn. Obrist Anossov, Director der Slatustorkischen Bergwerke, nicht allein bestätigt, sondern auch von demselben die wichtige Entdeckung gemacht, dass man aus güldischem Sande auf dem Schmelzwege ein güldisches Roheisen erzeugen und sodann aus diesem das Gold leicht durch Schwefelsäure scheiden könne.

Nach Anossov's Erfahrungen gaben:

1) 7000 Pud Goldsand aus dem Nicolai-Alexiewischen Bergwerke $21\frac{12}{96}$ Solotnick Gold, durch Verwaschen auf Gittern mit Trögen;

2) 500 Pud in verbesserten kleinen Waschheerden gaben $2\frac{18}{96}$ Solotnick Gold.

3) 2409 Pud desselben Sandes durch Verwaschen in Verbindung mit der Amalgamation gaben $49\frac{62}{96}$ Gold.

4) 100 Pud Haldensand (d. i. schon verwaschener) gaben durch die Amalgamation $4\frac{53}{96}$ Gold.

5) Mehrere genaue Proben, durch Königswasser und Eisenvitriol auf dem nassen Wege unternommen, gaben in 100 Pud des Sandes $47\frac{22}{96}$ Solotnick Gold.

6) Nachdem nun Anossov durch mehrere Schmelzproben im Kleinen gefunden hatte, dass sich der Sand auf Roheisen, welches den grössten Theil des Goldgehaltes aufnehme, verschmelzen lasse, wurde folgender Grossversuch unternommen:

Man verschmolz 693 Pud Goldsand mit 152 Pud Flussmittel (welches? ist nicht angegeben, wahrscheinlich Kalk oder Mergel) über einen hohen Schachtofen, wie derselbe auf der Miaskischen Hütte zum Kupferschmelzen gebraucht wird, in 6 Tagen mit einem Aufwande von 48 Körben weichen Holzkohlen, und brachte 19 Pud $17\frac{1}{2}$ Pfd. Roheisen mit einem Goldgehalte von 4 Pfund 53 Solotnick aus. Durch das Verwaschen hätte man aus dieser Quantität Sand nur 5 Solotnick erhalten, und so gab der neue Schmelzprocess 87 mal mehr, als das Verwaschen. Dass das Gold aus dem Roheisen sodann leicht durch verdünnte Schwefelsäure zu scheiden, und dabei ein Theil der Kosten durch erzeugten Eisenvitriol zu decken ist, leuchtet ein.

Ausser der Wichtigkeit dieses bevorstehenden neuen Hüttenprocesses, ersehen wir noch aus den vorstehenden Erfahrungen, wie höchst fein zertheilt und innig gemengt das Gold in manchen Sandarten und Geröllen vorkommen mag, und welche Quantitäten des edlen Metalls bisher auch naderer Orten wahrscheinlich in die wilde Fluth gebracht worden sein mögen.

Man sehe über Vorstehendes nach:

Karsten's und v. Dechen's Archiv für Mineralogie, Bergbau u. s. w. B. 11, S. 406, aus dem russischen Bergwerks-Journale 1837, Nr. 7, übersetzt.

V. Nachträge, das Zugutemachen der Zinnerze, S. 420 bis 435 d. G. d. H. betreffend.

1) Das bedeutendste Zinnausbringen bleibt immer das englische. Man bringt daselbst grösstentheils durch Steinkohlenflammenfeuer, weniger durch Holzkohle, in Schachtöfen, durch Reductions- und Reinigungsschmelzen in neueren Zeiten durchschnittlich jährlich 100,000 Ctr. und zwar in Cornwallis über 86,000 und in Devon etwa 16,000 Ctr. aus. Das Ausbringen im 18. Jahrhundert betrug 4,847,760, mithin jährlich 48,477; ist also im jetzigen Jahrhundert um das Doppelte gestiegen. Schätzbare Beiträge zur Kenntniss des englischen Zinnhüttenwesens gaben uns: Taylor, über das Schmelzen der Zinnerze in Cornwall, a. d. Engl. in Karsten's Arch. I. B. 3, S. 98, und B. 6, S. 347, und Dufresnoy und Beaumont in ihrer Voyage métallurgique en Angleterre, Paris 1827, übers. in Karsten's Arch. I. B. 13, S. 130, so wie Coste und Perdonnet in deren Mémoires métallurgiques sur le traitement de fer, d'étain et de plomb en Augleterre. Paris 1830.

In Böhmen ist das Zinnausbringen, welches ehedem oft über 5000 Ctr. betrug, bis auf 2 — 300 Ctr. gesunken.

Ueber die Quantität des Ausbringens in Ostindien und in den südlichen Provinzen Guanaxato und Guadalaxara ist wenig bekannt. Die geringe Menge von

Zinnstein von Pyriack in der Bretagne wird gelegentlich mit zu Poulacuen reducirt.

Das Zinnausbringen im sächsischen Erzgebirge, bis jetzt nur durch Holzkohlen im Schachtofen betrieben, betrug in den letzten 12 Jahren, sich ziemlich gleichbleibend, 32,686 Ctr., also im Durchschnitt 2723 Ctr. jährlich, und zwar vorzüglich in dem Altenberger Revier, wo jährlich 21 — 2200 Ctr., und das übrige zu Geyer, Ehrenfriedersdorf, Marienberg und Joh.-Georgenstadt ausgebracht wird. Das beste sächsische Bergzinn kann dem englischen Stangenzinn an Güte gleich geschätzt werden.

2) Zu §. 343, die Zinnerze betreffend.

Der Zinnkies ist neuerlich von Kudernatsch, s. Poggend. Ann. B. 39, S. 149, analysirt und dessen Gehalt zu S 29,64, Sn 25,55, Cu 29,39, Fe 12,44, Zn 1,77, ausserdem 1,02 eingemengte Bergart, angegeben worden.

Die sächsischen, durch den Bergbau zuerst gewonnenen Zinnzwitter (d. i. die Gebirgs- und Gangarten, welche den Zinnstein eingemengt enthalten), kommen selten über 0,75 bis 1 p.C. Zinngehalt. Gepocht und zum Theil geröstet und verwaschen kommen sie unter dem Namen Zinnkies zur Hütte. Dieser Zinnkies-Zinnstein in Varietäten mit Arsenikkies, Schwefelkies, Kupferkies, Magneteisenstein, Eisenglanz, Rotheisenstein, Kupferglanz, Kupfergrün, Wolfrmam, Molybdänglanz, Zinkblende, gediegen Wismuth und noch mit Antheilen von Gebirgsarten gemengt, wird auf den Hütten nun noch durch Rösten und Waschen aufbereitet und dadurch auf einen Gehalt von 40 bis 70 p.C. gebracht. Bei dieser Aufbereitung wird denn auch, wie zu Altenberg, arsenige Säure als Giftmehl aufgefangen. Dumas in s. Handb. giebt S. 87, nach Manes, als Resultate dieser Aufbereitung auf Hütten folgende Data an:

Die Stossheerdwäsche giebt von 147,900 Ctr. rohem Erz:

Groben Zinnsteinschlich		629
Mittel — — —		321
Armen — — —		128
mithin verschmelzbaren Zinnstein		1078 Ctr., welche

513 Ctr. Zinn, mithin etwa 51 p.C. liefern.

Die Planheerdwäsche giebt aus obiger Quantität rohen Erzes:

Groben Schlich	616
Mittlern —	308
Armen —	102
	1026 C., d. i. 0,73 p.C.

des rohen Erzes, welche ebenfalls etwa 513 Ctr. Zinn liefern.

3) §. 344 d. G. Vorbereitungsarbeiten mit den zu verschmelzenden Zinnerzen.

Das Auslaugen gerösteter Kupfer- und Eisenkies-haltender Zinnerze hat sich manigfaltig bewährt. Noch vollkommener würden alle vitriolischen Theile aus ihnen entfernt werden, wenn man sie, anstatt sie gleich nach dem Rösten auszulaugen, zuerst einige Monate lang angefeuchtet dem Verwitterungsprocesse aussetzte.

Die möglichste Befreiung der Zinnerze vom Arsenik wird mit gutem Erfolge vermöge meiner Vorschrift durch Zuschlag von Kohlenlösche bei dem letzten Gaarrösten, wobei die Erze von neuem arsenige Säure ausdampfen, bewerkstelligt, wonach man sodann ein arsenikfreies Zinn ausbringt.

Um den Nachtheilen zu entgehen, welche sich aus der Verschmelzung der Zinnschliche in Schachtöfen ergeben, als Verblasen des Schlichs, Durchfallen durch gröbere Kohlen der Gicht, Anwendung klarer genässter Kohlen statt dessen u. d. m., habe ich vorgeschlagen, die Schliche in eisernen Pfannen zu erwärmen und sie durch zugesetztes Steinkohlentheer zum Sintern zu bringen, wodurch sie zugleich mit einem trefflichen Desoxydationsmittel innig gemengt werden. Die ersten deshalb bei dem sächsischen Zinnschmelzen vor Kurzem angestellten vorläufigen Versuche sind zwar noch nicht ganz befriedigend ausgefallen, doch hoffe ich,

sie werden bei der angeordneten Fortsetzung derselben sich nützlich erweisen.

4) Zu §. 345 d. G., Zinnproben betreffend.

Sehr mannigfaltig sind die Methoden verschiedener Metallurgen zur Ausübung einer sichern Zinnprobe, und keine derselben konnte bis jetzt als eine allgemein auszuführende empfohlen und bei der Uebernahme der Zinnerze in Ausübung gebracht werden, weshalb denn auch auf den sächsischen Zinnhütten ein fortdauerndes Probiren der Zinnerze noch nicht eingeführt worden ist. Es ist aber dieser Gegenstand im eben verflossenen Jahre wieder von Mehreren, wie Kersten, Winkler, Wagner, Plattner und mir in Untersuchung genommen, und es ist durch das hiesige königliche Oberbergamt die Fortsetzung mehrerer Versuche zur Prüfung der verschiedenen Probirmethoden angeordnet worden. Da die Ergebnisse dieser Untersuchungen erst in der Folge bekannt gemacht werden können, so will ich bis dahin nur zwei der neuern Probirmethoden in der Kürze angeben.

a) Unter den verschiedenen neuen Hülfsmitteln bei dem Probiren der Zinnschliche scheint sich Plattner's Verfahren bei diesem Probiren mittelst des Löthrohres, s. dessen Probirkunst mit dem Löthrohre, S. 338, sehr zu empfehlen. Da bekanntlich der Eisenoxydatgehalt der Zinnerze sich leicht bei gehörig starkem Probirfeuer reducirt und die Probe sodann ein mehr oder weniger eisenhaltiges Zinnkorn giebt, so zieht Plattner vor der Schmelzprobe den Eisengehalt durch Digestion mit Salzsäure aus*). Da diese das Zinnoxyd nicht angreift, so kann man auf diese Weise, wie ich selbst es bestätigt gefunden habe, den Eisengehalt völlig ausziehen und entgeht dadurch der unsichern Anwendung eines Quarzzuschlages, von welchem man, s. Berthier's Handbuch u. s. w. S. 493, wenn man die Quantität des Eisenoxydats in dem zu probirenden Zinnerze noch nicht kennt, leicht zu viel oder zu wenig nehmen kann. Aus-

*) Berthier, s. dessen Handb. d. m. Chemie B. 2, S. 495, wendet, statt Salzsäure allein, Salpetersalzsäure an.

ser dieser Extraction des Eisens kann sich auch die Salzsäure nützlich zur Entfernung anderer Nebenbestandtheile, als des Zink-, Kupfer- und Manganoxyds, so wie einiger erdigen Theile, erweisen. Man thut am besten, die Säure mit dem Zinnstein eine Zeit lang gelinde sieden zu lassen.

b) Herr Zehntner Wagner in Joh.-Georgenstadt hat sich sehr fleissig mit dem Probiren der Zinnerze, um eine allgemeine Probirmethode derselben einzuführen, beschäftigt. Er röstet 100 Th. Zinnstein mit Kohlenstaub völlig ab. Er beschickt sodann das geröstete Erz mit 268 Th. schwarzem Fluss, 71 calcinirtem Borax, 26 Glaspulver, 18 Pottasche, 14 Pech und eben so viel Kohlenstaub. Pottasche, Pech und Kohle werden für sich gemengt und in die ausgehöhlte Grube eine zu diesen Proben besonders angefertigte Probirtute eingedrückt. Auf diese Unterlage kommt erst die übrige Beschickung und auf diese noch eine Lage Kochsalz. Sind 5 bis 6 dergleichen Proben in einen Windofen eingesetzt, so wird letzterer mit Kohlen gefüllt, und man lässt das Feuer von oben niedergehen. In höchstens 1 Stunde sind die Proben gut geflossen.

Meine eigenen, die mercantilische Zinnprobe betreffenden Erfahrungen sind folgende:

Vor allem ist zur Ausübung derselben ein stark wirkendes Ofenfeuer nöthig. Ich bediene mich daher zur Erreichung dieses Zweckes des stark ziehenden Windofens im Laberatorio der Bergacademie, welcher in meinem Handbuche der analytischen Chemie beschrieben und abgebildet worden ist. Ich kann in denselben, wie bei dem Probiren der Eisenerze, 15 Zinnproben auf einmal einsetzen. Die feuerfesten Probirtiegel werden mit einer Traganth-Kohlenpaste ausgefüttert. Da ich nun die Art des Probirens ganz gleich jener dem Probiren des Eisensteines betreibe, so verweise ich der Kürze wegen deshalb auf S. 159 dieser Schrift, und theile hier nur beispielsweise einige von mir vor kurzem unternommene Zinnproben nebst ihren Resultaten mit. Die Veranlassung zu diesen Proben gab mir die eben zuvor bemerkte Untersuchung der Probirmethoden.

Ich wählte zu den nachstehenden Proben 5 Sorten ganz aufbereiteter Zinnschliche aus der Hüttenproducten-sammlung des Laboratoriums der Bergacademie.

Sie waren bezeichnet:

Nr. 1. Zinnstein von Altenberg, welcher 67 p.C. Ausbringen gab.

Nr. 2. Abgangszinnstein ebendaher von 42 p.C. ausgebrachtem Gehalt.

Nr. 3. Zinnstein von Joh.-Georgenstadt, aus welchem 61 p.C. Zinn ausgebracht wurden.

Nr. 4. Zinnstein von Seifen bei Heidelbach von 52 p.C. ausbringbarem Gehalt.

Nr. 5. Gepochte Zinngraupen (Seifenerz) aus Cornwall, aus welchen in Schachtöfen mittelst Holzkohlen 69 p.C. Zinn ausgebracht werden.

Von jeder dieser Zinnsteinsorten wurden nun zuerst 10 hundertpfündige Probircentner mit dem 3fachen ihres Gewichts reiner rauchender Salzsäure ausgekocht. Die so behandelten dickflüssigen Massen wurden mit frischem Wasser verdünnt, filtrirt und die extrahirten Erze ausgesüsst und getrocknet.

Nr. 1	hatte	am	Gewicht	verloren:	7 p.C.
- 2	—	—	—	—	23,2 p.C.
- 3	—	—	—	—	10,5 p.C.
- 4	—	—	—	—	13,7 p.C.
- 5	—	—	—	—	5,1 p.C.

Qualitative analytische Untersuchungen zeigten in dem Filtrat von Nr. 1. nur etwas Eisenoxyd; in Nr. 2 hingegen sehr starken Eisengehalt, auch etwas Zinkoxyd und Thonerde. Nr. 3 war ziemlich eisenreich; Nr. 4 noch stärker mit bedeutendem Gehalt von Kupfer- und Zinkoxyd, auch von etwas Thonerde. Das Filtrat von Nr. 5 war wenig gefärbt und zeigte einen geringen Eisengehalt. Es wurden darauf die extrahirten Erze, und zwar mit Berücksichtigung ihres Extractionsverlustes, folgendermaassen zur Schmelzprobe, und zwar jede der 5 Proben 3fach, beschickt:

Nr. 1. 93 Pfd., mit stark eingedicktem Leinöl zu einer Paste gemacht, in den Kohlentiegel eingedrückt

und mit der Hälfte des Erzes vom Gewicht des Glases aus gleichen Theilen Borax, Quarzmehl, Thon und Kalk und darauf mit Kohlenstaub bedeckt.

Nr. 2. 76,8 Pfd. wurden mit eben so viel Kalk-, Thon-Boraxglas gemengt, mit Oel beschickt dem Tiegel übergeben, mit etwas von demselben Glaspulver und sodann mit Kohlenstaub bedeckt. Da die Salzsäure aus diesem Erze Thon ausgezogen und daher wahrscheinlich Kiesel zurückgelassen hatte, so wählte ich das Kalk-Thon-Boraxglas.

Nr. 3. 89,5 Pfd. wurden mit der Hälfte ihres Gewichts des Glaspulvers wie bei Nr. 1 verwendet, gemengt und erhielten ausserdem eine Decke von diesem Glase und Kohlenstaub.

Nr. 4 wurde wie Nr. 3 beschickt.

Nr. 5 endlich ganz wie Nr. 1.

Nach beendigter $1\frac{3}{4}$ stündigen, in der letzten halben Stunde zum höchsten Grade gesteigerten Feuerung und Erkaltung wurde der Ziegel mit seinen 15 Tiegeln dem Ofen entnommen. Sämmtliche Tiegel standen, aussen völlig verglast, bis auf 2 Stück an der hintern Ziegelseite, welche sich ein wenig zusammengesetzt hatten. Dessenungeachtet hatte sich ihr Inhalt unversehrt erhalten, und nach dem Aufschlagen der Tiegel fanden sich in sämmtlichen Tiegeln wohlgeflossene Zinnkönige mit einer durchsichtigen gelblichbräunlichen Schlacke bedeckt.

Die 3 Könige von der Probe

Nr. 1	wogen:	68,0	68,3	und	68,7	Pfd.
- 2	—	44,5	44,7	—	44,9	-
- 3	—	62,5	62,7	—	63,1	-
- 4	—	54,2	54,5	—	54,9	-
- 5	—	72,0	72,6	—	72,9	-

Es ergab sich mithin: dass diese Proben sämmtlich etwas mehr Zinn als das Ausbringen im Grossen gaben, und dass jede der 3 Proben wenig unter einander differirte.

Die qualitative Untersuchung der übrigen ganz geschmeidigen Könige zeigte, dass das Zinn von Nr. 1 etwas Molybdän; das von Nr. 2 desgleichen und eine Spur

von Arsenik, übrigens alle 5 Sorten nur eine unbedeutende Spur von Eisen enthielten.

5) Zu §. 346 — 349. Das Verschmelzen der Erze über Schachtöfen betreffend, sehe man in Rücksicht auf die neuern Erfahrungen nach Winkler in E. J. I. B. 9. S. 381, allgemeine Bemerkungen über das Zinn und dessen hüttenmännische Ausscheidung aus seinen Erzen, so wie den Kalender für den sächsischen Berg- und Hüttenmann die Jahrgänge von 1828 bis mit 1838, in welchen sämmtliche neu versuchte Abänderungen der Schachtöfen angegeben worden sind, und

6) Die genaue Beschreibung der Flammöfenarbeiten (zu §. 352 d. G.) in den oben bereits angeführten Schriften von Taylor, Dufresnoy, Beaumont, Coste und Perdonnet, nach welchen sie dann auch in Dümas's, Handb., B. 4, und in Karsten's System der metallurgischen Chemie, B. 5, aufgenommen worden sind.

7) Verschiedene bisher angestellte Vergleichungen über die ökonomischen Verhältnisse bei dem Zinnausbringen gaben nachstehende, jedoch wohl noch nicht ganz sichere Resultate:

Um 100 Pfd. Zinn auszubringen, bedurfte man ehemals in Schlackenwalde bei 6 Fuss hohen Schachtöfen 250 Pfd. Zinnstein und 230 Pfd. weiche Holzkohlen; in dem durch Graf Pötting daselbst eingeführten 15 Fuss hohen Oefen nur 240 Pfd. Zinnstein und 168 Pfd. Kohlen. Letztere arbeiteten daher mit mehr Zinnausbringen und geringerem Kohlenaufwand. Der englische Krummofen bedarf zu 100 Pfd. Seifenzinn 151 Pfd. Seifenerz und 160 Pfd. Birken- und Buchenkohlen. In den englischen Flammöfen bringt man 100 Pfd. Zinn aus 155 Pfd. Erz und mit 175 Pfd. roher Steinkohle aus.

Angaben über dergleichen Verhältnisse auf sächsischen Zinnhüttenwerken finden sich bereits im Grundriss d. H. §. 350 mitgetheilt. Den Zinnverlust bei dem sächsischen Zinnschmelzen schätze ich nach meinen Erfahrungen auf 13 bis 15 p.C., von welchen etwa 8 — 9 p.C. verbrannt und verflüchtigt werden, während das Uebrige in Schlacken abgesetzt wird.

8) Nachträge zu §. 353 d. G. d. H. die Zinnhüttenproducte betreffend.

Aus dem Gebiete meiner eigenen Erfahrungen kann ich folgende Beiträge zur nähern Kenntniss dieser Producte geben:

a) Es entstand die Frage, wie sich in neuern Zeiten der Altenberger Zinnschmelzprocess durch Anwendung des Kohlenkleins bei der Röstung arsenikreicher Schliche, durch den Zuschlag von Quarz bei der Verschmelzung eisenreicher Erze, so wie seit der Einführung des Zuschlages der Erzschlacken, in Hinsicht auf Reinigkeit des Zinnes und vermehrtes Ausbringen gebessert habe? Zur Beantwortung dieser Frage von mir angestellte analytische Untersuchungen und Proben gaben nachstehende Resultate:

Nr. 1. Aelteres Altenberger Steinzinn, in den Jahren 1795 – 99 gefallen, enthielt in 100:

Zinn	98,11
Arsenik	0,90
Eisen	0,71
	99,72 u. eine Spur Molybdän.

Nr. 2. Neueres Steinzinn von 1837 in Stangen gegossen:

Zinn	99,60
Arsenik	0,05
Eisen	0,06.

Das jetzige Zinn hat sich mithin in Hinsicht auf Reinheit sehr gebessert und kann als dem besten englischen gleich geschätzt werden.

Nr. 3. Erste Schlacke, aus welcher man ehedem die Zinnkörner auspochte und welche sodann dreimal reducirend umgeschmolzen wurde, gab:

Zinnkörner	11,22
Zinnoxyd	25,12
Kieselerde	20,05
Eisenoxydul	30,15
Thonerde	5,00
	91,54

	91,54
Arseniksäure	3,90
Talkerde	1,23
Kalkerde	1,10
	97,77
hierüber eingemengte Kohle	1,47
	99,25.

Nr. 4. Aeltere Schlacke vom 3. Schlackenverschmelzen als Haldensturz.

Kieselerde	32,00
Zinnoxyd	9,01
Eisenoxydul	42,51
Thonerde	8,10
Arseniksäure	4,00
Talkerde	1,75
Kalkerde	1,35
	98,72.

Merkwürdig erschien es mir, dass das Quantum der Arseniksäure noch so bedeutend in dieser Schlacke war. Vermuthlich ist diese Säure in der Schlacke an Kalk- und Talkerde gebunden.

Nr. 5. Neuere Schlacke vom 2. Schlackenschmelzen, gut geflossen und verglast.

Kieselerde	33,10
Zinnoxyd	7,50
Eisenoxydul	44,05
Thonerde	7,33
Arseniksäure	2,95
Talkerde	1,89
Kalkerde	1,47
	98,29.

Durch das neuere Verfahren, die erste Schlacke mit dem Zinnstein zu verschmelzen und sie sodann nur noch zweimal für sich durchzusetzen, ist mithin nicht allein Zeit, Arbeitslohn und Kohle erspart worden, sondern es wird auch die Schlacke etwas ärmer abgesetzt.

Nr. 6. Härtlinge, welche bei dem früheren Schmelzen ohne Quarzzuschlag häufig als Ofenbruch fielen, jetzt aber gar nicht oder nur in geringer Menge fallen.

Zinn	30,50
Eisen	61,00
Arsenik	1,45
Wolfram	0,90
Wismuth	0,85
Eingemengte Schlacke	3,51
Kohlentheilchen	0,95
	99,16.

Der Zinngehalt der Härtlinge verbleibt also jetzt dem auszubringenden Zinn grösstentheils und vermehrt das Ausbringen.

Nr. 7. Verblasenes Fluggestübe aus der Fluggestübekammer gab bei dem Verwaschen 85,5 Zinnstein und dieser 43,2 Zinnmetall bei der Schmelzprobe.

Nr. 8. Fluggestübe von der Ofenbrust:

Zinnoxyd	79,43
Wismuthoxyd	10,13
Arsenige Säure	9,88
	99,44.

Nr. 9. Zinnpausche:

Zinn	64,51
Eisen	24,13
Wolfram	4,87
Schlacke	5,30
Kohle	0,70
	99,51.

Nr. 7, 8 und 9 waren im Jahre 1836 dem Schmelzofen und dem Pauschwerke entnommen.

Aus vorstehenden Untersuchungen Nr. 1 — 6 ergiebt sich also unzweifelbar, dass der Altenberger Zinnschmelzprocess in neuerer Zeit sehr verbessert worden ist.

b) Eine neue Veranlassung zur näheren Kenntniss berg- und hüttenmännisch aufbereiteter Zinnsteine gab mir eine oberbergamtliche Verordnung im Jahre 1837, „die Erscheinung genau zu prüfen, warum in einer der obergebirgischen Zinnhütten Erze, welche in den Jahren 1835 und 36 angeliefert wurden, sich schwerer, d. i. sich strengflüssiger und mit einem geringern Zinnausbringen zu Gute machen liessen, als die Zinnerze von denselben Zechen in den Jahren 1833 und 34 angeliefert.“ Im Folgenden gebe ich nun hier die Resultate meiner hüttenmännisch - chemischen Untersuchung der eingesendeten Zinnerze im Auszuge.

Die Erze waren bezeichnet:

Nr. 1 vom Jahre 1836.
Nr. 2 — — 1835.
Nr. 3 — — 1834.
Nr. 4 — — 1833.

a) Ein gläsernes Cubikmaass, welches 1000 Gran destillirtes Wasser hielt, zeigte in diesem Volumen das Gewicht der Zinnerze: Nr. 1, 5762 Gran; Nr. 2. 5677 Gr.;

No. 3. 6105 und No. 4. 6111 Gran. Das etwas geringere Gewicht von No. 1. und 2. deutete auf einen etwas grössern Gehalt eines leichtern erdigen Körpers oder Metalloxydats hin.

b) Durch den Magnet liess sich aus keinem der Erze etwas ausziehen. Nachdem dieselben aber im Kohlentiegel mit Oel übergossen und darauf geglüht wurden, folgten sie, wie es schien, gleich stark dem Magnet.

c) Die Röstung der Erze unter der Muffel gab eine sehr geringe Menge arsenikalischen und schwefligsauren Dampfes, daher der Gewichtsverlust auch klein, nämlich von No. 1. 0,35; von No. 2. 0,47; von No. 3. 0,40 und von N. 4. 0,46 sich zeigte.

d) Mit Graphitpulver geröstet, entwickelte sich aus allen 4 Sorten ohne wahrnehmbaren Unterschied ein schwacher, anfänglich schwefligsaurer und sodann arsenikalischer Geruch, und es verloren die bereits für sich abgerösteten Erze noch: No. 1. 0,20; No. 2. 0,19; No. 3. 0,21 und No. 4. 0,22, also durch beide Röstungen 0,55, 0,66, 0,61 und 0,68 p.C.

e) Die nach meiner oben angezeigten Weise angestellten Zinnproben zeigten in No. 1. 60,75, in No. 2. 59,90, in No. 3. 59,10 und in No. 4. 59,22 p.C. Zinngehalt.

f) Bei den Betriebsproben, als 300 Gran von jeder Sorte Erz mit Oel gemengt in Kohlentiegeln dem 2stündigen Feuer des grossen Windofens übergeben wurden, fand sich:

No. 1. stark gesintert und mit einer Menge kleiner Zinnkörner gemengt;

No. 2. ebenso;

No. 3. ziemlich geflossene, aber auch noch mit einigen Zinnkörnern vermengte Schlacke nebst einem Zinnkönig von 30 p.C.

No. 4. eben so mit einem Zinnkönig von 30 p.C.

Die Erze von 1835 und 1836 zeigten sich also offenbar strengflüssiger als jene von 1833 und 34.

g) Die qualitative chemische Analyse gab an: in allen 4 Erzen Zinnoxyd und Eisenoxyd als Hauptbe-

standtheile; als Nebenbestandtheile Thonerde, Kieselerde und Manganoxyd; jedoch in No. 1. und 2. deutlich einen etwas grössern Thonerdegehalt. Von Arseniksäure, Wolframsäure, Schwefelsäure und Talkerde in allen Sorten nur Spuren.

h) Die quantitativen Analysen gaben in 100:

No. 1.	Zinnoxyd	78,52	
	Eisenoxyd	12,13	
	Thonerde	5,02	
	Kieselerde	1,03	
	Manganoxyd	0,93	
		97,63.	Hierüber Spuren v. Wolfram-, Arsenik- u. Schwefelsäure u. Talkerde.
No. 2.	Zinnoxyd	77,60	
	Eisenoxyd	13,04	
	Thonerde	5,75	
	Kieselerde	1,05	
	Manganoxyd	0,89	
		98,33.	Hierüber w. oben.
No. 3.	Zinnoxyd	77,40	
	Eisenoxyd	15,20	
	Manganoxyd	2,04	
	Thonerde	1,20	
	Kieselerde	1,27	
		97,11.	Hierüber w. oben.
No. 4.	Zinnoxyd	77,43	
	Eisenoxyd	14,83	
	Manganoxyd	2,31	
	Thonerde	1,25	
	Kieselerde	1,35	
		97,17	und Spuren der Nebenbestandtheile wie oben.

So enthielten also die Zinnerze von 1835 und 36 offenbar einen etwas grössern Thonerdegehalt als jene von 1833 und 38, und letztere einen etwas grössern Ge-

halt an Eisen- und Manganoxyd nebst sehr wenig Thonerde. Da nun Eisen- und Maganoxyd mit einander in Verbindung gut schmelzen, so dürfte hieraus, so wie aus der nur in geringer Menge vorhandenen Thonerde das bessere Schmelzverhalten und das bessere Ausbringen der Jahre 1833 und 34 sich ergeben.

i) Neuere **Betriebsproben**, welche einem künftigen Zinnschmelzen im Grossen zum Anhalten dienen sollen.

Da nun der grössere Gehalt an Thonerde in den Zinnerzen No. 1. und 2. nur durch einen verhältnissmässigen Zuschlag von Kalk und Kiesel zu einem guten Schlackenflusse gebracht werden kann, so beschickte ich folgende Betriebsproben für den grossen Windofen:

A. a) Zinnerz No. 1. für sich im feuerbeständigen Thontiegel,
b) — No. 2. —
c) — No. 1. mit 5 p.C. Kalk *) und 5 p.C. Quarzmehl,
d) — No. 2. eben so wie c,
e) — No. 1. mit 10 p.C. Quarzmehl allein und
d) — No. 2. eben so wie e.

B. Dieselben Proben in Kohlentiegeln und mit Oel eingetränkt.

Nach zweistündigem Windofenfeuer zeigten sich:

A. in den Thontiegeln:

a u. b. stark gesintert halb schlackenartig, grauschwarz von Farbe;
c. u. d. viel besser verschlackt, schon in das Glasartige übergehend und nur noch ein wenig matt;
c. u. f. noch besser verglast, schon an den Kanten durchsichtig und colophonbraun.

B. in den Kohlentiegeln:

a. u. b. stark gesintert, nur mit kleinen Zinnkörnern durchzogen;

*) Das angewandte Kalkmehl war Kalkhydrat mit 25 p.C. Wasser, und das gewählte Beschickungsverhältniss zum Quarz gab so ziemlich ein Bisilicat.

c. u. d. sehr gut verglaste Schlacken mit einem Zinnkorn von 49 p.C.; jedoch noch einige kleine Zinnkörner oben auf den Schlacken;

e. u. f. völlig geschmolzene halb durchsichtige colophonbraune Schlacke mit einem einzigen blanken Zinnkönig, aber nur von 37 p.C. Gewicht im Durchschnitt.

Anmerkung. Zu noch anderweitigen Beschickungen, z. B. mit Manganoxyd, fehlte es mir an Erzen.

Hauptresultate vorstehender Prüfungen nebst Vorsclägen zur künftigen Verschmelzung ähnlicher Zinnerze.

a) Die Zinnerze N. 1. u. 2. verhalten sich wegen eines ziemlich starken Thongehalts strengflüssig und geben bei dem reducirenden Schmelzen eine steife strenge Schlacke, mit viel Zinnkörnern gemengt.

b) Durch Bisilicat des Kalks wird ein besserer Fluss durch Auflösung des Thongehalts und eine bessere Matallabsonderung bewirkt. Woher der grössere Thongehalt dieser Zinnerze kommt? ist aus dem Ansehen und aus der Untersuchung schwer auszumitteln. Ob irgend ein thonreiches Fossil mit dem Zinnstein einbricht, welches sich bei dem Durchbrennen der Zwitter so festbrennt, dass es ohne Zinnsteinverlust nicht völlig ausgewaschen werden kann, oder ob es eine an Thonerde reichere Varietät des Zinnsteines selbst giebt? dürfte durch Localuntersuchungen näher zu bestimmen sein.

c) Ein Kieselzuschlag von 10 p. C. Quarz wirkt zwar bei der Verschmelzung der fraglichen Zinnsteine sehr gut verglasend, aber es löst sich zu viel Zinnoxyd, Zinnoxydsilicat bildend, auf.

d) Die Zinnsteine No. 3. u. 4. scheinen durch einen Gehalt von einignn Procenten Manganoxyd, so wie wegen eines geringern Gehaltes an Thonerde sich leichter verschmolzen zu haben.

Bei einem mit ähnlichen Zinnerzen wie No. 1. u. 2. vorzunehmenden neuen Schmelzen kann ich daher anrathen;

100 Pfd. Zinnstein mit
5 - gutem Mehlkalk und
5 - Quarzmehl zu beschicken und diese Beschickung wie gewöhnlich zu verschmelzen.

Ausserdem könnte man gelegentlich einen Versuch machen: dem Zinnsteine bei seiner Verschmelzung überhaupt (nämlich bei jedem Zinnstein) 2 bis 3 p.C. gepochtes Graubraunsteinerz zuzuschlagen.*)

9) Neuere Untersuchungen von Zinnhüttenproducten sind übrigens nur wenige erschienen. Berthier giebt in den Annales des Mines T. 13. N. 6. p. 463 die Prüfung einiger derselben durch die metallurgische Bearbeitung der Zinnerze erhaltenen an. Sie betrifft die Zinnerze von Pyriak, die Zinnhüttenproducte von Altenberg. Eine geringe Menge von Eisen macht dieses Zinn (vom ältern Schmelzen) brüchig. Englisches Kronzinn enthalte nur eine Spur von Eisen; ordinäres von guter Art 0,0024 Kupfer und gemeines schlechtes 0,0116 Kupfer und 0,0020 Eisen. Die Angabe des Gehaltes einiger Zinnsorten, einer Zinnpausche und einiger Zinnschlacken findet man aufgestellt in Berthier's Handb. Th. 2. S. 486. Auffallend ist bei dieser Mittheilung ein Bleigehalt von 0,5, 0,2 3,0 und sogar 9,9 in Zinnsorten von Pyriak. Es soll sich das Blei in den Pyriaker Zinnerzen durch Blei-Kugeln der Seevögeljäger, welche die Wellen mit dem zinnhaltigen Sande an's Ufer geworfen hatten, ableiten!! Solche Kugeln wären denn doch leicht auszuhalten.

10) Die zahlreichen bei dem sächsischen Zinnhüttenwesen angestellten, theils gelungenen, theils misslungenen Versuche hat Winkler mit vielem Fleisse aus den Acten gezogen und im Kalender für den sächs. Berg- und Hüttenmann mitgetheilt. Ich will hier nur den Inhalt dieser Mittheilungen kurz anzeigen, übrigens dem Leser das genauere Studium derselben

*) Mehreres über diese durch Plattner's Untersuchung durch das Löthrohr bestätigte Bearbeitung genannter Zinnsteine, so wie einiger dazu gehörigen Schlacken, wird man in einem der nächsten Hefte von Erdm. J. II. Jahrg. 1839 finden.

überlassen. Jahrgang 1830, S. 221 — 239. Einfluss des Zwitterbrennens. Verbesserungen bei dem Rösten des Zinnsteines. Der Grossofen zu Altenberg. Der Tümpelofen in Marienberg und Joh.-Georgenstadt, desgleichen zu Altenberg. Zustellung mit Ausweitung des Schmelzraumes. Vergrösserung der Ofentiefe. Einführung von Gestübesohlen. Schmelzen mit weichen Stockkohlen. Abwiegen der Gichten. Schmelzung mit Quarzzuschlägen. Schmelzen mit Kalkzuschlag; desgleichen mit Flussspath; desgleichen mit Basalt, Pottasche und Feldspath, so wie mit Silber- und Zinnschlacken. Raffiniren des Zinns auf englische Art. Arsenikentfernung durch Schlackenzuschläge. Fortsetzung der Schmelzung, über den Tümpel und über das schwedische Auge. Weitere Einführung des Zuschlages von Zinnschlacke. Vervollkommnung der Zwitteraufbereitung. Veränderung der Röstöfen und des Röstens. Versuch, den Zinnstein zweimal zu rösten und zu verwaschen. Dauernde Anwendung der Zinnschlacken als Zuschlag. Schlackenaufbereitungsversuche. Umschmelzen des Abgangzinnes.

Jahrgang 1831, S. 151. Abwerfen des Schlackentreibens zu Altenberg und Schlackenaufbereitung. S. 164. Die Verbesserung des Röstofens zu Pobershau. Jahrg. 1832, S. 228. Zusammenstellung der Hauptschmelzergebnisse des Jahres 1830 auf verschiedenen sächsischen Zinnhütten. Jahrg. 1833 enthält eine dergleichen Zusammenstellung auf das Jahr 1831. Jahrg. 1834 desgleichen auf das Jahr 1832, s. S. 122. Jahrgang 1835 desgleichen auf das Jahr 1833, s. S. 182. Jahrg. 1836. Eine dergleichen Zusammenstellung auf das Jahr 1834, s. S. 112. Jahrg. 1839, S. 13. Ueber das Verschmelzen der Zinnerze in Flammenöfen. S. 25. Vergleichende Zusammenstellung der bei den verschiedenen sächs. Zinnhütten erlangten Hauptschmelzresultate. Noch findet sich im Kalender des Jahres 1830 ein Aufsatz vom Hrn. Geschwornen Löbel über Scheidung und Aufbereitung der Zwitter, über das Rösten und Schmelzen etc. nebst tabellarischen Uebersichten.

VI. Nachträge, das Wismuthausbringen §. 354—357 d. G. betreffend.

1) Zu §. 354. Das Ausbringen des Wismuthes aus Wismutherzen und wismuthhaltigen Kobalterzen in Sachsen betrug 1836:

a) Im Joh.-Georgenstädter Revier	770	Pfd.
b) - Schneeberger -	6849	-
c) Auf dem Blaufarbenwerke . .	934	-
	8523	Pfd.

1837.

a) Im Joh.-G. R. . . .	669	Pfd.
b) - Schneeb.	8563	-
c) Auf dem Blaufarbenw.	519	-
	9751	Pfd.

2) Zu §. 355. Wismutherze.

Neue genaue Bestimmungen der Mischung verschiedener Wismutherze sind folgende:

Wismuthglanz von Retzbanya — Wismuth 81,51
Schwefel 18,49.

Kupferwismutherz von Fürstenberg:
Wismuth 47,2
Kupfer 34,7
Schwefel 12,6.

Wismuthnadelerz von Berrehof:
Wismuth 43,2
Blei 24,3
Kupfer 12,1
Nickel 1,6
Tellur 1,3
Schwefel 11,6.

Tellurwismutherz aus Norwegen habe ich aus
Wismuth 40,92 und
Tellur 58,89 gemischt gefunden.

Arsenikwismuth von Marienberg nach Kersten:
Arsenik 96,785
Wismuth 3,001.

Wismuthblende nach eben demselben ist
Wismuthsilicat.

Diese Wismutherze sind aber bis jetzt zu selten, als dass man ein Zugutemachen derselben berücksichtigen könnte.

Die zur Saigerung in Graupen aufbereiteten Wismutherze enthalten durchschnittlich 13 — 14 p.C. gediegen Wismuth, von welchen 9 — 10 p.C. ausgesaigert werden können.

3) Zu §. 357. Methoden des Wismuthsaigerns.

Karsten in seinem System der Metallurgie erwähnt B. 4, S. 510 einer Art des Wismuthausbringens in senkrecht aufgestellten, unten durchlöcherten und oben mit einem Deckel verschlossenen Cylindern, über welche mir indessen nichts Näheres bekannt geworden ist. Bei uns in Sachsen erfolgt noch immer das Aussaigern in dem von mir S. 145 d. G. beschriebenen Ofen mit 5 liegenden gusseisernen Cylindern.

Hr. Schichtmeister Graff in Schneeberg, welcher diese Methode des Wismuthaussaigerns in dem unweit Schneeberg am Schimmelsberge gelegenen Saigerofen mit vielem Fleiss beobachtet und geprüft hat, fand, dass in den ausgesaigerten Rückständen noch etwa 14 p.C. Wismuth in der Gestalt erstarrter Tropfen zurückbleiben, und dass die Aussaigerung aus den Graupen, welche 6 Zoll hoch in den Röhren liegen, in der obern Schicht nicht vollständig erfolge. Nun werden zwar die Röhren von Zeit zu Zeit geöffnet und ihr Inhalt aufgerührt. Dieses Aufrühren geschehe indessen nur unvollkommen, auch erkalten dabei die Röhren, es oxydire sich Wismuth durch den Luftzutritt, und die Arbeiter werden dabei durch Arsenikdämpfe sehr belästigt. Er schlägt daher flache kastenförmige Saigerpfannen mit etwas ausgetieften Boden vor, die auf der obern Seite mit einem 4 Zoll langen und ¾ Zoll breiten Schlitz zum Ableiten der Arsenikdämpfe versehen werden sollen. Da man auf der grössern Bodenfläche dieser Pfanne die Graupen mehr ausbreiten könne, so werde das Aufrühren entbehrlich, und die Graupen würden vollkommener, in kürzerer Zeit und daher mit weniger Brennmaterialaufwand ausgesaigert werden, auch können die Dämpfe, ohne den Arbei-

tern beschwerlich zu fallen, durch den Schlitz in eine Esse abgeleitet werden. Da aber Erfahrungen in Leuchtgasmanufacturen lehren, dass einseitig gegossene Retorten nicht lange halten, so dürfte die platt elliptische Gestalt, wodurch schon viel gewonnen würde, vorzuziehen sein. Sollte der Schlitz, wie zu vermuthen steht, durch die Oeffnungen, aus welchen das Wismuth abfliesst, atmosphärische Luft in die Röhren ziehen, wodurch Oxydation des Wismuths in den Graupen leicht erfolgen könnte, so dürfte man die Graupen nur mit nussgrossen Kohlenstückchen bedeken, wodurch sodann auch selbst die Temperatur in den Röhren noch etwas erhöhet werden würde. Man wird diesen nützlichen Vorschlag des Hrn. Graff durch weitere Versuche prüfen.

VII. Die Benutzung der Antimonerze §. 358—361 d. G. betreffende Nachträge.

1) Antimonerze betreffend.

In den Antimonglanzen (Grauspiessglanzerzen), als den einzigen bis jetzt hüttenmännisch bearbeiteten Antimonerzen, hat Sérullas fast immer kleine Antheile von Arsenik gefunden. Um so nothwendiger ist es, da das Antimon so häufig als Arzneimittel gebraucht wird, auf die Entfernung dieses Metalles Rücksicht zu nehmen. Unter den verschiedenen zu diesem Behuf vorgeschlagenen Methoden empfiehlt sich ihrer Einfachheit wegen vorzüglich die Reinigung des Antimons nach Liebig, s. Ann. de Pharmacie, B. 19, H. 1, S. 124. Man soll nämlich 16 Theile käufliches Antimonmetall mit 2 Th. kohlensaurem Natron und 1 Th. Schwefelantimon schmelzen und die Umschmelzung des erhaltenen Metalls noch einmal mit 1½ und ein zweites Mal mit 1 Th. kohlensaurem Natron wiederholen. Das Metall von der 3ten Schmelzung sei nun völlig frei von Kupfer, Arsenik und Eisen. Aus diesem Metall lasse sich dann durch Schwefelzusatz leicht wieder Schwefelantimon zu innerem Gebrauch zusammenschmelzen. Er empfiehlt mit Recht dieses Verfahren allen Fabricanten, um den Pharmaceuten.

reines Schwefelantimon zu liefern, und die Kosten der Zuschläge betragen etwa 6 Kr. auf das Pfd. Metall.

Kostspieliger scheint das von Artus, s. Erdm. J. II. B. 8, S. 127, vorgeschlagene Verfahren, zuerst basisches Antimonchlorid zu bereiten und dieses auf 100 Th. mit 86 kohlensaurem Natron und 20 Kohlenpulver zu reduciren.

Die Bestandtheile des Rothspiessglanzerzes sind nach Rose: Antimonoxyd 30,14 und Schwefelantimon 69,86.

Der Haidingerit (Berthierit) hat, in 3 Varietäten untersucht, gegeben: Schwefelantimon 73,2, 80,6 und 84,3 nebst erstem Schwefeleisen 26,8, 19,4 und 15,7.

2) Zu §. 360 d. G., die Aussaigerungsmethoden des Schwefelantimons betreffend.

Ueber die Gewinnung und Aussaigerung des Grauspiessglanzerzes in Frankreich zu Malbosc hat uns Jabin in den Ann. des Mines, douzième série I. p. 3, schätzbare Nachrichten, welche ich hier im Auszuge mittheile, gegeben.

a) Das Erz bricht in der Nähe von Villefort in Glimmerschiefer auf Gängen, gemengt mit Quarz, Kalkspath, seltener Schwerspath und etwas Bleiglanz.

b) Es wird geklaubt und mit Handfäusteln in eigrosse Stücke zerschlagen. Das Grubenklein wird durch ein grobes Sieb gesetzt.

c) Die Aussaigerung erfolgt:

α) in offenen Heerden. In einer zubereiteten Heerdsohle legt man einen länglichen Canal mit rechtwinklig aufstehenden Seiten von 0,4 Metre Breite und 0,25 M. Tiefe an. Die Seitenwände werden mit Ziegeln ausgefüttert. In diesen Canal werden 20 bis 30 Stück Thontiegel der Reihe nach eingesetzt. In diese passen eben so viele unten durchlöcherte grössere, mit einem Deckel versehene, etwas conische Thontiegel. In jeden dieser Tiegel kommen 15 Kilogrammen Erz; das gröbere zu unterst, das Setzerz oben auf. Der Canal wird nun um die Tiegel herum verloren mit Ziegeln umgeben, wodurch das Brennmaterial Luftzutritt erhält. Man feuert

mit Reisig an und führt die Saigerung bis zu Ende mit Steinkohlen. Nach dreimaligem Füllen der obern Tiegel und Saigern ist der Process beendigt.

Das Ausbringen ist durchschnittlich 41 p.C.

Der Aufwand beträgt:

1487 Kil.	Steinkohlen	29 Fr. 74 Cent.
	Reisig	1 - — —
	Arbeitslohn	12 - — —
20	Tiegel	10 - — —
	Summe:	53 Fr. 74 Cent.

auf 496 Kil. ausgebrachtes Schwefelantimon.

b) Aussaigern in Oefen mit Cylindern.

Es sind Reverberiröfen, die mit Steinkohlen betrieben werden. Die Aussaigerungsgefässe bestehen aus thönernen conischen Tiegeln, unten 0,2, oben 0,25 Metre weit und 1,2 M. hoch. Es stehen 4 derselben senkrecht in einem Ofen. Unter ihnen befinden sich in zwei Canälen 4 gegossene mit Thon ausgestrichene gusseiserne Tiegel zur Aufnahme des ausgesaigerten Schwefelantimons von 0,3 M. Höhe und 0,15 M. Weite.

Wenn der Ofen angeglühet ist, erfolgt das Besetzen der obern Tiegel durch das Gewölbe des Ofens alle 3 Stunden, und es wird dieses Aussaigern etwa 6 Wochen lang ununterbrochen fortgesetzt, während der Zeit hie und da ein neuer Tiegel eingewechselt werden muss. Bei einem guten Gange der Arbeit erhält man aus 88 — 90 Kil. Erz 44 — 45 Kil. Antimonium crudum. Das Ausräumen der Rückstände erfolgt durch eine mit einem Stöpsel unten an den Saigertiegeln versehene geräumige Oeffnung. Dieses zweite Verfahren soll nach Jabin weit vortheilhafter als das erste sein; denn es kosten bei *a*) 100 Kil. ausgebrachtes Schwefelantimon an Arbeitslohn 2 Fr. 21 Cent. und 6 Fr. 34 Cent. an Brennmaterial; bei *b*) hingegen werden auf eben dieses Ausbringen nur 1 Fr. 53 C. Arbeitslohn und 1 Fr. 28 C. Brennmaterial erfordert. Ausser den Eingangs angef. Annales d. M. kann man auch über letzteren Process Karst. Arch. I. B. 18, H. 1, und Tab. II. wegen der Abbildung des Flammenofens nachsehen.

Noch beschreibt **Dumas** in s. Handbuche der ang. Ch. B. 4. S. 149 einen kreisrunden Spiessglanzsaigerofen, welcher im Vendée-Departement gebräuchlich ist und mit Holz gefeuert wird. Man bringt daselbst das Erz zu 50 p.C. anstatt früher in Töpfen nur gegen 40 p.C. aus und verbraucht auf 100 ausgebrachtes Schwefelantimon nur 10 C. F. Holz. **Berthier** hat zur Ausscheidung des Schwefelantimons aus der Gangart den nassen Aufbereitungsprocess vorgeschlagen. Meiner Ansicht nach dürfte jedoch wohl bei diesem Verfahren etwas Gebirgsart in dem Schwefelmetall hängen bleiben. Man könnte indessen den Schlich in grossen Tiegeln gelinde einschmelzen, so würden die gesinterten Erdenschliche auf der Oberfläche zurückbleiben.

3) Zu §. 361, das **Ausbringen des Antimonmetalles** betreffend, giebt **Karsten** in seiner Metallurgie B. 4, S. 544 ein vortheilhaftes Verfahren an, sogleich aus gut aufbereitetem nicht gesaigertem Grauspiessglanzerz Antimon zu scheiden. Man soll nämlich in den Thonsandheerd eines Reverberir-Schmelzofens von mittelmässigem Zuge, in der Quantität von etwa 3 Cent. mit 35 — 36 p.C. altem Schmiedeeisen (z. B. Blechabschnitzeln) nebst einem Zuschlage von Glaubersalz oder schwefelsaurem Kali, Kohle, Pottasche und Kochsalz, beschickten Schliches eintragen und allmählich einschmelzen. Das noch nicht ganz reine auf diese Weise erhaltene Metall sei noch unter einer Decke von Pottasche, Kohlenstaub und Kochsalz in grossen Tiegeln durch Schmelzung zu raffiniren. **Berthier** hat ein Gemenge von 100 Schwefelantimon mit 100 kohlens. Natron, 25 Eisen und 10 Kohle als vortheilhaft mit 65 p.C. Metallausbringen empfohlen. Da indessen nach ihm auch nur 10 kohlensaures Natron, 42 Eisen und 1 Kohle schon 62 p.C. Ausbringen geben, so wäre wohl letztere Beschickung vorzuziehen. Eben so erhielt Berthier 61 p.C. Ausbringen, wenn er 10 p.C. schwefelsaures Natron, 42 p.C. Eisen und 2 p.C. Kohle auf 100 Schwefelantimon beschickte.

Mein in dem grössern Werke der Hüttenkunde, 2ter

Th. B. 3, S. 164 vorgeschlagenes Verfahren, durch einen Schachtofen ohne Gebläse Antimonmetall darzustellen, hat Berthier geprüft und spricht sich, so wie Dumas, B. 4, S. 158, beifällig über dasselbe aus.

4) Als ein merkwürdiges Antimonhüttenproduct bezeichnet Ainken in E. J. I. B. 1, S. 112 ein Antimonoxyd, welches sich bei der Aussaigerung des Schwefelantimons auf der Jost-Christianszeche bei Wolfberg in dem Rückstande gefunden hat. Es zeigte sich in regelmässigen Octaëdern und demantglänzend.

5) Die Rückstände von dem Antimonsaigerprocess enthalten nach meinen Untersuchungen noch 10 — 12 p.C. Antimon, theils als Schwefelantimon, theils als Antimonoxyd und antimonige Säure. Sie wären vielleicht noch vortheilhaft über einen Krummofen mit einem Zuschlage von dem jetzt so wohlfeilen Glaubersalze durchzuschmelzen.

VIII. Das Zugutemachen der Zinkerze betreffende Nachträge §. 362—372 d. G. d. H.

1) Zu §. 362. Eine neue Benutzung der Zinkerze ist die der Zinkblende zu Farbenpräparaten, welches eit einigen Jahren, s. Karsten's Arch. II. B. 10. S. 16., am Harze ausgeführt worden ist und allen Bergrevieren, in welchen die Brennmaterialien in so hohen Preisen stehen, dass man die Blenden nicht vortheilhaft auf Zink benutzen kann, zu empfehlen steht. Der gegebenen Nachricht zufolge wird die Blende (wahrscheinlich die gelbe) nur gepocht, fein gemahlen und mit Oelfirnissen als Farbe, vorzüglich zur Deckung des Holzes an Gebäuden u. dgl. mehr, aufgerieben und verstrichen. Da bekanntlich das Zinkoxyd sich gern in fetten Oelen und im Theer auflös't, so würde selbst die schwarze Blende, wenn man sie zuvor röstete, wenigstens zu dunkelfarbigen Anstrichen zu benutzen sein. Ich habe mich seit jener Mittheilung vom Harze ebenfalls mit diesem Gegenstande beschäftigt. Da aber in den sächsischen Bergrevieren selten reine derbe Blenden, sondern mehr Gemenge derselben mit Schwefel- Arsenik- Kies

und andern schwer scheidbaren Fossilien vorkommen, so habe ich vorzüglich den gelben Bleiofenbruch von der Freiberger Bleiarbeit, welcher (s. S. 123 dieses Werks) aus Schwefelzink und Zinkoxyd besteht, in Arbeit genommen und denselben schon im rohen, noch mehr aber im gerösteten Zustande gemahlen als ein ausgezeichnetes Anstrichmittel in Verbindung mit Leinöl, Steinkohlentheer und andern Zusätzen anwendbar gefunden, weshalb ich die Fabrication dieses Präparats auf hiesigen Hütten im Grossen kürzlich vorgeschlagen habe.*)

2) Die Zinkerze §. 363 betreffend, so sind als neuer entdeckte und untersuchte zu bemerken:

a) Der Williamsit (Wilhelmit) aus der Schweiz, welcher nach Thomson und Levy, s. Erdm. J. II. B. 8. S. 511, aus Zinkoxyd 68,77, Kieselerde 26,97, Eisenoxyd 1,48, Thonerde 1,44 und Wasser 1,25 besteht und mithin unter die Kieselgalmeie d. s. wasserfreie Zinksilicate gehört.

b) Die cadiumhaltige braune Blende von Nuissière, (nach Beaujeu s. Ann. des Mines, troisième série, T. 12. 1837. p. 215) in 100 Th. 1,13 Cadm enthaltend.

c) Der Gahnit von Fahlun, nach Eckeberg als Zinkaluminat bezeichnet.

d) In Berthier's oft angezogenem Handbuche Th. 2 findet man S. 515 der Karsten'schen Uebersetzung die Angabe der Bestandtheile von 31 Zinkerzen nach der Ordnung: sauerstoffhaltige, schwefel- und selenhaltige, kieselhaltige und kohlensaure, von welchen die meisten auch schon §. 363 d. G. d. H. verzeichnet sind.

3) Nachträge zu §. 365 — 368 die verschiedenen Methoden des Zinkausbringens betreffend.

a) Das Durchglühen der Galmeierze wurde zuerst auf der Lydogna-Hütte, später auch in andern Zinkhütten in einem überwölbten Raume zwischen den beiden Muffelreihen des Zinkdestillirofens vermöge der den Muffelgewölben entströmenden Hitze bewerkstelligt. In gleicher Sohle mit dem Destillirofen liegt der Röstheerd,

*) Neuere gelungene Versuche mit sächsischen Blenden findet man in E. J. II. B. 17. S. 26.

12 F. lang und $3\frac{3}{4}$ F. breit. Er hat eine Haube von 18 Zoll Höhe über der Heerdsohle und in dieser zwei niedrige Essen. Es werden 20 Centn. Erz von beiden Seiten des Röstheerdes durch 2 Thüren eingetragen, und nur zuweilen wird das Erz einmal aufgerührt. In 8 Stunden sind die Kohlensäure und das Wasser ausgetrieben, und der Glühverlust beträgt etwa 33 p.C.

b) Das mühsamere Rösten der Blende, s. S. 449 d. G., wurde in neuern Zeiten, um Brennmaterial zu ersparen, hie und da abgeändert. Varin, s. dessen Abhandlung über die Benutzung der Blende in den Ann. des Mines, 2me série, T. 6. S. 416 u. s. f., unternimmt dieses auf einem mit einem Gewölbe überbauten eisernen Roste, auf welchem die Blende mittelst eines unter dem Roste angemachten Steinkohlenfeuers entzündet wird und dann selbst, obgleich langsam, fortbrennt. Aller 6 Tage kann sodann ein Theil abgerösteter Blende gezogen und neue nachgetragen werden. Es versteht sich, dass dieses Verfahren nur mit derber Blende in groben Stücken ausgeübt werden kann.

Feine Blendenschliche, die, wie zu Danos in Graubünden, obendrein einer zweimaligen Röstung bedürfen, werden zuerst mit dem 4ten Theil ihres Volumens Kalkmehl und dem nöthigen Wasser zu Ziegeln geformt und durch Flammenfeuer gebrannt. In einen Ziegelofen werden 10,000 Ziegel eingesetzt, und 100 Cub.F. der Ziegel bedürfen 150 C. F. weiches Holz. Zu der zweiten Röstung zerschlägt man die Ziegel in faustgrosse Stücke und glühet sie in dem wie auf der Lydognahütte im Destillirofen mit angebrachtem Röstheerde, wobei zuweilen etwas Kohlenklein unter das Erz gerührt wird. In die 24 Röstöfen, welche in den Ecken des Muffelofens angebracht sind, kommen in jeden 7 Centn. vorgeröstetes Erz und sind in 24 Stunden gaar geröstet, s. Villeneuve in den Ann. d. Mines, seconde série, T. 4. p. 103. Der Kalkgehalt der gerösteten Erze befördert auch bei der Destillation die Zersetzung des etwa noch zurückgebliebenen unzersetzten Schwefelzinks, so wie er während des Röstens erzeugte Schwefelsäure bindet.

Der Röstabgang beträgt bei den Blenden 20 — 25 p.C.

c) In Schlesien hat Menzel Versuche angestellt, das Zink in einem Schachtofen auszubringen. Der Ofen war wie ein Rumfordischer Kalkofen mit sehr dikkem Gemäuer vorgerichtet. In dem Gemäuer liess man Abzugscanäle für den Zink anlegen. Der Galmei wurde nun mit Coaks vermengt aufgegeben. Man erhielt aber nur grösstentheils durch Verbrennung entstandenes Zinkoxyd. Eben so misslang Hollunder ein solcher Versuch, s. Kastner's Archiv für Naturlehre B. 12, H. 4. S. 392.

d) Dümenil schlägt vor: die zerriebenen Blenden mit soviel concentrirter Schwefelsäure zu mengen, bis das Gemenge Breiconsistenz annimmt; diese Masse so lange zu erhitzen, bis die überflüssige Säure und ein Theil Schwefel verdampft sind, und sodann aus der Auflösung schwefelsauren Zink, aus welchem man die Schwefelsäure treiben und das rückständige Oxyd reducirend destilliren könne, zu bereiten. S. Schweigger's Jahrb. 1827. H. 11. S. 369. Dieser Vorschlag ist indessen meines Wissens, wahrscheinlich der Kostspieligkeit des Verfahrens wegen, nicht in Ausführung gekommen.

e) Ausser den im G. d. H. bereits angeführten Schriften ist noch über das Zinkausbringen nachzulesen:

Mané in d. Ann. d. M. 1re série. T. 12. p. 144. Lesoinne und Perdonnet in den Ann. de l'Industrie. T. 4. p. 305; auch die Lehrbücher von Karsten und Dumas. Nach Letzterem beträgt das Zinkausbringen in Europa jährlich 29 — 30,000 Centn., und 100 Centn. Zink erfordern: in Bristol 350 Ctr. Galmei und 1200 C. Steinkohlen; in Schlesien ebenfalls 350 Ctr. Galmei und 1375 Ctr. Steinkohlen; in Kärnthen 100 Kilogr. Zink 334 K. Galmei und 20,6 Cub. Metres Buchenholz; in Danos 333 Ctr. Blende und 16,7 C. Metres gedörrtes Fichtenholz.

4) Zu §. 370. Ueber Zinkhüttenproducte sind in den letztern Jahren folgende analytische Data im Journale des Laboratoriums der Bergacademie verzeichnet worden:

Zink von dem Zinkwerke Grüne unweit Iserlohn gab in 100: 0,25 Eisen und 0,41 Kohle.

Rohzink von der Lydognahütte in Schlesien: 0,97 Cadm., 0,32 Eisen, 0,15 Blei und 0,75 leichte Kohlentheilchen.

Graue Zinkasche aus den Vorlagen der Muffelöfen in 100: Zinkmetall 91,5 und Sauerstoff 8,5, mithin wohl Zinkoxydul.

Goslar'scher Zink aus dem Zinkstuhl enthielt in 100: Blei 0,85, Eisen 0,73.

Ausserdem sehe man wegen des Gehaltes der gerösteten Zinkerze, der Rückstände und der Zinkofenbrüche Berthier's Handb. S. 521 — 526 der Uebersetzung nach.

5) Als Zinkhüttenproduct ist hier auch des cadmiumhaltigen Rohzinkes, aus welchem man zuerst seit 1827 auf der Lydognahütte in Oberschlesien Cadmium ausbringt, so wie dieses Ausbringens selbst anhangsweise Erwähnung zu thun. Der Destillirofen, dessen man sich zu diesem Ausbringen bedient, ist bereits oben S. 88 d. W. angeführt. Man bringt nun das Cadmium aus dem in den ersten Stunden der Zinkdestillation fallenden Zinksublimat der Vorlagegefässe aus. Dieses enthält 2 — 6 p.C. Cadmium. Im metallischen Zustande ist das Cadmium weit flüchtiger als Zink und geht bei der starken Rothglühhitze über, und daruf gründet sich dessen Ausscheidung bei einer reducirenden Destillation des Zinkoxyds.

Folgendes ist der Gang des Processes:

a) Nachdem der oben beschriebene Ofen 14 Tage lang abgewärmt ist, werden 3 Theile durchgesiebter, cadmiumhaltiger Zinksublimat mit 1 Theil (Volumen) Holzkohlenstaub gemengt.

b) Die sieben Röhren des Ofens bekommen 40 Pfd. Sublimat, wodurch jede Röhre halb gefüllt und schnell verschlossen wird.

c) Die Hitze wird mässig und gleichförmig gegeben und 12 Stunden lang fortgeführt.

d) Der in den stets kühl gehaltenen Vorstossröhren

angesammelte graue pulverige Sublimat wird durch kleine Krücken ausgezogen. Es enthält nun 20 p.C. Cadmium, das Uebrige ist noch Zink und Zinkoxyd.

e) Der Sublimat wird noch zweimal mit Kohlenzusatz übergetrieben, und zwar beschickte man jede Röhre mit 10 — 12 Pfd., welche in 36 Stunden überdestillirt werden. Bei der dritten Destillation wird das in den ersten 24 Stunden fallende Cadmium ausgehalten. Es erscheint nur theilweise in Pulverform; das Uebrige sind metallische Körner; zuweilen fliesst es auch tropfenweise aus den Vorsteckröhren aus.

f) Das noch unreine Metall wird zuletzt in Thontiegeln unter Talg eingeschmolzen und in eiserne Formen zu 4 — 6 Loth schweren Stäben ausgegossen. S. Karsten's Arch. II. B. 1, H. 2, nebst einer Abbildung des Cadmiumofens.

6) Zu §. 372, Messingfabrication durch Cementation betreffend. Seitdem ich den Vorschlag: ein recht reines Messing, selbst aus eisenreichen Blenden und bleiischen Ofenbrüchen auf dem Wege der Cementation zu bereiten, im Grundrisse meines Handbuches der Hüttenkunde, S. 458 und 59, auf Versuche gestützt, mitgetheilt habe, hatte ich öfters Gelegenheit, die Ausführung desselben durch Bereitung von mehreren Pfunden Messings auf solche Weise bestätigt zu finden. Ich unternahm diese Zubereitung mehrere Male auf Veranlassung einiger Mechaniker, welche ein völlig eisenfreies Messing zu erhalten wünschten, in Passauer Tiegeln mit inliegenden durchlöcherten Thonscheiben. Es versteht sich, dass man ein recht reines Rosetten-Kupfer zu dieser Messingfabrication wählen muss.

Bei der vor einigen Monaten unternommenen Messingbereitung dieser Art brachte ich 3 Pfd. völlig durch Zusatz von Kohlenstaub gaar geröstete schwarze Blende von Joh.-Georgenstadt, mit $\frac{3}{4}$ Pfd. grobem Buchenkohlenpulver gemengt, unten in den Tiegel, legte die durchlöcherte Thonscheibe auf und brachte auf diese $3\frac{1}{2}$ Granalien des feinsten Rosettenkupfers, wie es, ich glaube von Brixlegg bezogen, in der hiesigen Thiele'schen

Tressenfabrik zu dem feinsten Drath und Lahn ausgezogen wird. Es zeigte bei seiner Prüfung keine Spur von Eisen und nur eine unwägbare Spur von Blei. Der bedeckte Tiegel wurde nun dem ersten Grade des grossen Windofenfeuers im hiesigen Laboratorio einer starken Rothglühhitze, bei welcher weder Kupfer noch Messing schmelzen konnten, übergeben und 4 Stunden 40 Min. lang in derselben erhalten. Nach der Abkühlung und Eröffnung des Tiegels erhielt ich 4 Pfd. 22 Loth stark zusammengesinterter Messinggranalien, welche bei dem Einschmelzen noch 2½ Loth an Gewicht verloren. Das Messing war untadelhaft. Ich empfehle daher nochmals den Messingfabricanten dieses Verfahren, bei welchem es vorzüglich auf das Treffen des richtigen Hitzegrades ankommt, auf das angelegentlichste, um, wenn es verlangt wird, ein chemisch reines Messing in den Handel zu bringen.

IX. Zusätze zum Quecksilberausbringen §. 373 – 376 d. G. d. H.

1) Den S. 459 verzeichneten Quecksilbererzen sind noch hinzuzufügen:

a) Zinkhaltiges Schwefelquecksilber aus Mexico in zwei Varietäten, nämlich nach del Rio, einfaches und zweifaches, s. Schweigger's Jahrbuch 1828, B. 3, H. 10, S. 226.

b) Selenbleiquecksilbererz vom Harze, enthält Blei 55,48, Quecksilber 16,94 und Selen 24,97, nach Rose's Analyse.

c) Selenschwefelquecksilbererz aus Mexico, besteht nach Karsten aus Schwefelquecksilber und Selenquecksilber; s. Kastner's Arch. f. Naturlehre B. 14, S. 127.*)

d) Jodquecksilbererz aus Mexico, nach del Rio mit Jodmagnesium gemengt.

*) Bei früheren mir zu Theil gewordenen Uebersendungen solcher Erze wurde die Mischung angegeben: a) graues: Selen 49,0, Zink 24,0, Quecksilber 19,0 und Schwefel 1,5; b) rothes: Zn + S 4 + Hg S. Vielleicht war dieses Erz eine besondere Species, oder die erste Analyse war unrichtig.

Alle diese Quecksilbererze sind jedoch ihres seltenen Vorkommens wegen bis jetzt nicht hüttenmännisch zu beachten. Sie würden übrigens alle durch Destillation mit Eisen oder Kalkerde zerlegbar sein.

2) Die Quecksilberproben §. 375 betreffend, theile ich als Nachtrag die Art, wie ich eine grössere Betriebsprobe unternehme, mit, und hoffe, dass dieses Verfahren in der Folge auch zur Ausführung des Ausbringens des Quecksilbers aus Zinnober im Grossen sich eignen wird.

Der Apparat zu dieser Probe, wie ihn jetzt das Laboratorium der Bergacademie besitzt, besteht aus einer elliptisch geformten gusseisernen Retorte von 15 Zoll Länge. Ihr weiterer Durchmesser = 9 und der engere = 6 Zoll. Diese Retorte ist an einem Ende mit einem passenden Deckel zu verschliessen und am andern Ende ist sie bis auf einen unten an der Hinterseite angegossenen Tubus, von 2 Zoll im Lichten Durchmesser, verschlossen. In die Retorte passt eine mit kleinen Füssen versehene und inwendig emaillirte längliche tief muldenförmige Schüssel, ebenfalls von Gusseisen. Das über den Ausgangstubus der Retorte übergreifende Ableitungsrohr von Schwarzblech ist knieförmig gebogen, geht 1 Fuss lang mit etwas Neigung und vom Knie an schräg 4½ Fuss lang in ein mit Wasser gefülltes hölzernes Fass zur Aufnahme des Quecksilbers. Ich beschicke nun die Einsetzschale mit einem Gemenge aus 5 Pfd. zerriebenem Zinnobererz und 2½ Pfd. Eisenfeile oder auch mit 4 Pfd. des Erzes und 3 Pfd. Kalkmehl, und schiebe sie in die in einem hoch stehenden Windofen liegende Retorte. Der Deckel sowohl als auch das Ableitungsrohr werden mit einem Kitte aus gleichen Volumentheilen Ziegelmehl, Eisenhammerschlag, geronnenem Rindsblut und Roggenmehl luftdicht an die Retorte befestigt.

Die Destillation selbst lasse ich zwar mit Holzkohlen im Windofen betreiben; im Grossen könnten hingegen 10 — 12 solcher Retorten, die jede 1 Ctr. Beschickung aufnehmen könnte, eingelegt und mit Steinkohlen- oder anderem Flammenfeuer geheizt werden. Mein

Process ist gewöhnlich in der siebenten Stunde völlig beendigt, und ich habe immer die Rückstände gehörig arm und nur Spuren von zerschlagenem Quecksilber im Sperrwasser gefunden.

3) Den im G. d. H. §. 376 verzeichneten Schriften über das Quecksilberausbringen sind noch beizufügen:

Matthieu und Schreiber, über die Gruben in der Rheinpfalz. Journ. d. Mines, Nr. 6 u. 7.

Schreiber, über die Quecksilberhütten in Rheinbaiern, ebendaselbst, Nr. 17, S. 33.

Dessen Nachricht von der Entdeckung des gediegenen Quecksilbers zu Allemont und Saint-Aray, ebendaselbst, T. 9, S. 431.

Paissé, über die Quecksilbergruben zu Idria in den Ann. de Chimie, B. 91, S. 161.

Beurard, über die in Rheinbaiern übliche Destillation des Quecksilbers im Journ. des Mines, B. 38, S. 401.

Scholze in seinem Lehrbuche der Chemie giebt B. 1, S. 690 die Zubereitung des Zinnobers im Grossen zu Idria an. Die Mengung des Schwefels mit dem Quecksilber erfolgt in hölzernen inwendig mit Leisten ausgeschlagenen Fässern, die wie Anquickfässer um ihre Axe gedrehet werden, und die Sublimation ohne Gefahr der Zersetzung in eisernen Kolben.

X. *Nachträge zu dem Abschnitt: das Zugutemachen der Kobalterze*, §. *377 — 397, d. G.*

1) Zu §. 377. In Sachsen werden vermöge der Angaben im Kalender für den Berg- und Hüttenmann jährlich 4 — 5000 Ctr. Kobalterze gewonnen, deren Zugutemachen liefert: gegen 12000 Ctr. Farben, Eschel und Saflor; gegen 1000 Pfd. chemische Kobaltpräparate, bestehend in arseniksaurem Kobaltoxyd, Kobaltperoxyd, kohlensaurem Kobaltoxyd, Kobaltoxyd und Thenardischem Ultramarin, deren Zubereitung erst in neueren Zeiten eingeführt wurde. Ausserdem bringt man nebenher gegen 200 Ctr. theils silberfreie, theils silberhaltige Speise, welche letztere durch Amalgamation

entsilbert wird; ferner etwa 1500 Pfd. Wismuth, grösstentheils aus wismuthhaltigen Kobalterzgraupen; und etwa 100 Ctr. Giftmehl zum Verkauf an die Arsenikwerke, bei dem Rösten der Kobalterze gesammelt, aus. Mit der Einführung der Fabrication von Nickelmetall zum Verkauf ist man ebenfalls beschäftigt.

Im Jahre 1837 wurden laut des angeführten Kalenders für 225945 Thlr. verschiedene Kobaltpräparate von den sämmtlichen sächs. Blaufarbenwerken in den Handel gebracht; 1220 Ctr. 6löthige geröstete silberhaltige Speise wurde durch die Amalgamation extrahirt und dadurch 438 M. 8 L. Raffinatsilber mit 416 M. $1\frac{1}{4}$ L. Feinsilbergehalt gewonnen. Es wurden 92 Ctr. Giftmehl gesammelt und 1157 Ctr. Amalgamirrückstände, die wieder zu sehr nickelreicher und arsenikarmer Speise reducirt worden, als Abfall bei der Amalgamation erhalten.

2) In Betreff der §. 385 d. G. erwähnten Zubereitung der Saflore habe ich meine in Erdm. J. II, B. 13, S. 385 über dieselben und deren Prüfung mitgetheilte Abhandlung hier anzuführen und folgenden Auszug aus derselben mitzutheilen.

a) Ueber die verschiedenen Arten der Saflore. Es sind nach den Angaben älterer und neuerer Schriftsteller 3 auf verschiedene Weise bereitete Saflore zu unterscheiden, nämlich: Saflore, durch eine völlige Abröstung der Kobalterze bereitet und aus mehr oder weniger reinen Kobaltoxydaten, mit erdigen und anderen sauerstoffhaltigen Basen gemengt, bestehend. Von dieser Art sind die sächsischen FF. F. M. und O. Saflore; ferner Saflore mit einem starken Zuschlage von Sand oder feinem Quarzmehl, mit welchem man abgeröstete Kobalterze hie und da beschickt. Diese Bereitung der Saflore, wie sie Meyer, s. dessen Schmaltefabrication und Saflormachen, Frankf. 1820, und Berzelius in seinem Lehrbuche der Chemie B. 2, S. 341, beschreiben, ist mithin nichts anderes als die Herstellung eines Theiles der Beschickung zu Blaufarbengläsern. Die dritte Art der Saflore auf nassem Wege, zuerst seit einigen Jahren in Schweden

bereitet, sind Kobaltsilicate. Man versetzt nämlich eine möglichst reine schwefelsaure Kobaltsolution mit Kalisilicatlösung in Wasser, und fällt auf diese Weise das Kobaltsilicat, s. Erdm. J. I, B. 16, S. 133.

Von den sächsichen Saflorsorten; die im Handel vorkommen, habe ich mehrere zu untersuchen Veranlassung gehabt und gefunden, dass sie enthalten:

1) Kobaltperoxyd,
2) weniger Kobaltoxyd,
3) arseniksaures Kobaltoxyd,
4) arsenigsaures Kobaltoxyd,
5) Nickeloxyd, mit Spuren des arseniksauren,
6) Eisenoxyd,
7) Wismuthoxyd,
8) Manganoxyd,
9) erdige Fossilien der die Erze begleitenden Gang- und Gebirgsfossilien, vorwaltend Quarz, und eine Spur
10) Schwefelsäure.

So fand ich in einem F. Saflore vom Jahre 1832, in 100 Theilen:

Kobaltperoxyd	50,1
Kobaltoxyd	11,7
Eisenoxyd	5,9
Nickeloxyd	3,2
Arseniksaures Kobaltoxyd	12,5
Arsenigsaures Kobaltoxyd	2,7
Manganoxyd	1,2
Erdige Bestandtheile an Kiesel, Thon, Kalk u. Talk	10,7.
	98,0.

Um die möglich besten Saflore dieser Art zu erhalten, befolge man nachstehende Regeln:

1) Müssen die Kobalterze sogleich nach ihrer Gewinnung durch Handscheidung und Klaubearbeit rein ausgehalten werden.

2) Sorge man für die bestmögliche nasse Aufbereitung der Erze, durch welche wenigstens der grösste Theil der erdigen Fossilien ausgewaschen wird. Einge-

mengte metallische Fossilien, als Arsenikkies, Nickelglanz, Eisenkies, Wismuth u. dergl., sind schwer auszuwaschen und müssen daher, soviel es zulässig, durch Ausklauben entfernt werden. Der Wismuth wird vor der weiteren Aufbereitung ausgesaigert.

3) Die Röstung muss nach den Regeln eines völligen Gaarröstens betrieben werden, und zwar röste man anfänglich gelinde und gegen das Ende der Röstung mit stärkerem Feuer. Die möglichste Entfernung der gebildeten Arseniksäure wird durch Zuschlag von Kohlenklein nach dem ersten vollendeten Abrösten bewerkstelligt. Man setzt dieses so lange portionenweise hinzu, bis keine arsenigsauren Dämpfe mehr aufsteigen.

In einigen Fällen dürfte es wohl rathsam sein, das halbgeröstete Erz fein zu mahlen, und nochmals zu verwaschen und darauf dessen zweite Röstung mit Kohlenklein zu unternehmen.

Wie ich das Probiren der sächsischen Saflore nach Musterflüssigkeiten unternehme, habe ich bereits oben S. 7 dieses Werkes angegeben. Gewöhnlich probirt man dieselben auf die Nummern des Blaufarbenglases und vergleicht sie mit diesen.

Die mit Kieselzuschlag gemengten Saflore werden am leichtesten durch Verwaschen auf dem Sichertroge oder in flachen Schüsseln geprüft. Zugleich kann dabei, wie bei dem Zinnstein, auf ihr spec. Gewicht Rücksicht genommen werden. Die Silicatsaflore untersucht man durch Digestion mit Salpetersäure, wonach die Kieselerde zurückbleibt. Ich fand bei der Untersuchung zweier durch den Handel über Hamburg erhaltenen neuer schwedischen Saflore dieser Art in

No. 1. Kieselerde 42,5 und Wasser 5,4.

Die Farbe der salpetersauren Solution stellte sich auf No. 2 der Musterflüssigkeit FF. Saflor gleich.

No. 2 enthielt Kieselerde 59,8 und Wasser 8,4, war lichter blau als No. 1, aber die Farbe der salpetersauren Auflösung glich ebenfalls der Musterflüssigkeit No. 2.

Schliesslich rathe ich noch zur Bereitung von Sa-

florkönigen für den Handel, welche man durch Verschmelzung der Saflore mit Pottasche und Kohle leicht bereiten kann.

3) Zu §. 395 — 397 d. G., die Nebenarbeiten auf Blaufarbenwerken, so wie die Benutzung der Speise betreffend.

Vermöge der in neueren Zeiten im Handel entstandenen Nachfragen und des Absatzes an Porzellan-, Steingut-, Glas- und andere Fabriken sind nun entweder auf Blaufarbenwerken oder in anderen chemischen Fabriken folgende Präparate zu bereiten; aus Kobalterzen: Kobaltoxyd, Kobaltperoxyd, Kobaltoxydhydrat, kohlensaures Kobaltoxyd, arseniksaures Kobaltoxyd, Thénard'sches Blau (Kobaltultramarin) und einige andere Sorten Blau, Rinmannisches Grün, blaue Tusche und schwedische Saflore; aus Speise: Nickelmetall; ausserdem schlage ich noch vor: Saflorkönige, Wismuthweiss, Nickelgrün und Nickelvitriol.

Dass Blaufarbenwerke selbst sich zu der Bereitung dieser Fabricate mehr als andere Fabriken eigenen, ist einleuchtend, weil man daselbst die nöthigen Kobalterze nach Belieben wählen und die selbst erzeugte Speise benutzen kann, weil ferner manche der vorhandenen Oefen und Gezähe, als die Häfen der Schmelzöfen, die aus letzteren entweichende Hitze, die Röstöfen, die Nassmühlen u. dergl. nebenher zu benützen stehen. Chemische Fabriken, namentlich Farbenfabriken, können, wenn man das Anlagscapital nicht scheuct, wieder durch zweckmässige Einrichtung eines besonderen Gebäudes manche Vortheile gewinnen. Sie können sodann Saflore gewöhnlicher Art und Speisen von den Blaufarbenwerken beziehen.

Was nun

a) Die Zubereitung der Fabricate aus Kobalterzen anbetrifft, so gehört dazu zuvörderst eine möglichst reine, wenn auch nicht völlig chemisch reine, Kobaltoxydsolution. Zur Herstellung einer solchen sind eine Menge älterer und neuerer Vorschriften vor-

handen, welche aber theils ungenügend, theils für die Ausübung im Grossen zu kostspielig sind. So z. B. schlug Quesneville, s. Journ. de Pharmacie, Jan. 1829, die Herstellung eines kleesauren Kobaltoxyds, durch Behandlung des rohen Kobalterzes mit Salpetersäure, Abdampfung der Solution zur Trockne, Lösung des erhaltenen Salzes in Wasser, Fällung der Lösung durch einfach-kohlensaures Kali, bis Kobaltoxyd zu fallen beginnt, und sodann Fällung durch Sauerkleesalz vor.

Offenbar ist diese Methode, welche allerdings ein sehr reines Präparat liefert, nur für Chemiker in ihren Laboratorien anwendbar, ausserdem zu theuer, und so die Methoden von Laugier, Phillips, Tassaert u. m. Anderer.

Empfehlungswerth für die Praxis ist sicher für die meisten Kobalterze Liebig's Verfahren, s. dessen Aufsatz: über die Darstellung eines reinen Kobalt- und Nickeloxyds in den Ann. d. Phys. et de Chimie, Fevr. 1830 und in Erdm. J. I, B. 8, S. 48. Man schmelzt einen Theil völlig abgerösteten Kobalterzes durch allmähliches Eintragen in 3 Theile schmelzendes saures schwefelsaures Kali so lange, bis sich keine Dämpfe mehr entwickeln, und kocht die geschmolzene nach dem Erkalten gepulverte Masse mit Wasser bis zu ihrer Zersetzung u. s. w. Da dieses Auflösungsmittel zu sehr billigen Preisen aus den Schwefel- und Salpetersäurefabriken zu beziehen ist und weiter keine besonderen Hülfsmittel bei dem Process anzuwenden sind, so fallen die Kosten nicht bedeutend aus. Ich habe dieses Verfahren mit Erfolg versucht und gefunden, dass man bei dessen Ausübung nur solche Kobalterze, die viel erdige oder zinkhaltige Gemenge enthalten, vermeiden muss. Aus F.K und FF.K erhielt ich stets brauchbare Solutionen.

Eben so hat man von nachstehender von mir angegebenen Bereitungsart einer guten Kobaltsolution mehrfach Gebrauch gemacht: Das Kobalterz wird im Flammenofen völlig und mit Zusatz von Kohlenklein am Ende der Arbeit todtgeröstet; das geröstete Erz wird aufgerieben, pfundweise in grüne Retorten gebracht und mit

dem dreifachen seines Gewichtes rauchender gemeiner Salzsäure und 1 Theil gemeiner Salpetersäure von etwa 1,25 sp. Gew. übergossen. 15 — 20 — 30 solcher Retorten werden in ein gemeinschaftliches Sandbad eingelegt und mit Vorlagen versehen. Wenn die Säure in der Kälte nicht mehr angreift, wird gelindes Feuer gegeben, bis der Inhalt der Retorten fast trocken ist. Letzterer wird mit 5—6 Theilen Wasser aufgeweicht und die aufgeweichte Masse in ein Sedimentirfass ausgeleert. Die Lösung wird ebenfalls in Retorten ganz zur Trockne abdestillirt, wobei, ehe man den Process beendiget, von Zeit zu Zeit nach einiger Abkühlung der Retorten neue Portionen der Lösung nachzufüllen sind. So erhält man, etwa die Hälfte der Retorten füllende Salzklumpen. Achtet man — der jetzigen Wohlfeilheit der Säuren wegen — die Wiedergewinnung eines Theiles derselben nicht, so kann man mittelst der Vorrichtung, wie sie in Petersburg (s. oben diese Schrift S. 95) bei der Platinscheidung angewendet wird, bequemer operiren und erspart Retorten. Diese müssen ausserdem, um die Kobaltsalzklumpen zu erhalten, zerschlagen werden. Letztere werden nun in flachen Gefässen von hessischer oder waldenburger Tiegelmasse durch schwaches Flammenfeuer so lange geglühet, bis kein Rauch mehr aufsteigt. Die hier zurückbleibende Salzmasse wird nun in hölzernen Fässern in 10—12 Theilen heissem Wasser gelöst, und nach erfolgter Sedimentirung lässt man die brauchbare Kobaltsolution ab. Wie man aus dieser Kobaltauflösung das Kobaltoxyd, das Peroxyd, das Hydrat, das kohlensaure und arseniksaure Kobaltoxyd darstellt, ist hinreichend bekannt. Von dem Thénardischen Blau können mehrere Nummern dunkler und lichter dargestellt werden, je nachdem man 1 Theil arseniksaures Oxyd mit 1, 2, 3 Theilen Thonerde aus Alaun gefällt und im feuchten Zustande mit dem arseniksauren Oxyd ebenfalls noch feucht zusammen reiben oder nass mahlen lässt, und sodann die innig gemengten und getrockneten Hydrate vorschriftmässig gelinde durchglühet. Einige andere Sorten von Kobaltblau sind auf folgende Weise zu bereiten

vorgeschlagen, als: durch Vermengung von $2\frac{1}{2}$ Kobaltoxyd, 4 Quarzmehl, 2 Feldspath, 2 Thonerde und 8 Th. basisch kohlensaurem Kali und durch gelindes Glühen dieses Gemenges; oder eine geringere Sorte mittelst des Durchglühens eines Gemenges aus $2\frac{1}{2}$ Kobaltoxyd, 8 Quarzmehl, 5 Kali und 1 feinem geschlemmten Knochenmehl. Diese Farben sollen vorzüglich zur Bereitung blauer Wedgwoodmassen dienen. Nach Gaudin, s. Journ. de Pharmacie 1834, No. 9, S. 534, kann man durch Glühen eines Gemenges von 1 Th. boraxsaurem Kobaltoxyd mit 1 oder 2 Theilen phosphorsaurem Natron 2 Nummern eines schönen Blaues erhalten. Statt des phosphorsauren ist auch arseniksaures Oxyd zu gebrauchen. Auch erhält man verschiedene Sorten von Kobaltblau; durch innige Vermengung von 12 Th. phosphorsaurem Oxyd mit eben so viel entwässertem phosphorsauren Natron, 2 Th. desgleichen Borax und dergleichen Thonerde; auch allenfalls mit 3 Th. entwässertem bas. kohlensauren Natron. Die Gemenge werden durchglühet und aufgerieben. Blaue Tuschen und feines Waschblau erhält man durch Aufreiben des Thénardischen Blaues mit einer Leim- und Gummilösung, die bis zum Gerinnen in der Kälte eingedampft wird, und letzteres durch Vermengung eben dieses Blaues mit Stärkmehlkleister, Formen und Trocknen.

Die Bereitung von Rinmann's Grün durch Fällung einer gemeinschaftlichen Kobalt- u. Zinkauflösung durch Pottaschenlösung und Durchglühen des getrockneten Präcipitats, ist bekannt. Der Zubereitung der neu schwedischen Kieselsaflore ist oben S. 254 und 255 Erwähnung gethan. Wendet man bei deren Fabrication eine neutrale Kobaltsolution nebst einer Lösung des Fuchsischen Wasserglases an, so fällt eine dunkle Nummer; im Gegentheil, je mehr freie Säure, z. B. Salz- oder Schwefelsäure man der Solution zusetzt, um so lichter fällt das Silicat aus. Wir wollen nun annehmen, es solle nach Liebig's Vorschrift auf einem Blaufarbenwerke gute Kobaltsolution bereitet werden, so würde folgendermaassen zu verfahren sein:

a) Man röste eine Parthie F. oder FF. Kobalterz in einem der auf dem Werke befindlichen Röstflammenöfen mit Zusatz von Kohlenklein völlig ab.

b) Man schmelze in einem der Häfen des Blaufarbenofens $1\frac{1}{2}$ Ctr. saures schwefelsaures Kali ein. Ist dieses im völligen dünnen Flusse, so trage man

c) in Portionen zu 5 Pfd., $\frac{1}{2}$ Ctr. geröstetes Erz ein. Es wird jedesmal einiges Aufsteigen der Schmelzmasse erfolgen. Die Auflösung des Erzes ist durch Umrühren mittels eines gekrümmten blanken Eisenstabes zu unterstützen. Die Masse ist nun etwas steif geworden und wird

d) wieder etwas flüssiger durch stärkeres Nachfeuern gemacht, und so lange im Flusse erhalten, bis kein Rauch mehr aus derselben aufsteigt. Die so ausgeschmolzene Salzmasse wird

e) in ein neben dem Ofen stehendes Sedimentirfass, 5 Ctr. Wasser enthaltend, nach und nach durch blanke eiserne Kellen ausgegossen und an demselben Tage von Zeit zu Zeit aufgerührt.

f) Des anderen Tages kann die Auflösung von schön rother Farbe durch Hähne abgelassen werden. Das Sediment giebt, mit noch etwa 1 Ctr. Wasser aufgerührt und sedimentirt, noch einen Antheil schwächerer Lösung, welche ein anderes Mal anstatt Wasser zur Lösung genommen wird.

Wenn die Auflösung mit Aetzammoniak ein schön blaues, mit kohlensaurem Ammoniak ein rein violettes und mit Schwefelhydrogen keinen oder unbedeutenden Niederschlag giebt, so ist sie für probemässig zu erklären.

Ueber die Art der Zubereitung von Saflorkönigen nach meinem Vorschlage habe ich Folgendes zu bemerken. Man nehme völlig abgeröstetes Kobalterz, 1 Ctr., und menge dasselbe mit $1\frac{1}{4}$ Ctr. Pottasche und 15 Pfd. Kohlenstaub. Dieses Gemenge trage man in Portionen, jede etwa zu 10 Pfd., in einen der bereits glühenden Blaufarbenhäfen ein. Das Gemenge braust stark, und erst, wenn dieses Aufschäumen vorüber ist,

werde eine neue Portion des Gemenges nachgetragen. Nach beendigtem Schmelzen schöpfe man zuerst die grössere Menge der Schlacke ab und darauf den flüssigen mit noch etwas Schlacke bedeckten Saflorkönig; letztern z. B. in einen grossen Passauer Tiegel. Das so concentrirte Präparat wird sicher gern von Chemikern und Technikern anstatt Saflor oder Erz gekauft werden. Die Schlacke ist bei dem Verschmelzen ordinairer Farbengläser mit zuzusetzen.

b) Was nun die Benutzung der Speise, vorzüglich auf auszubringendes Nickelmetall betrifft, so müssen wir, wenn von der bereits ausgeführten oder nur vorgeschlagenen Bearbeitung derselben die Rede ist, zuvörderst die Varietäten derselben berücksichtigen. Es enthalten zwar alle Speisevarietäten Nickelarsenik, aber mit sehr abweichenden Verhältnissen anderer Metallgehalte, welche natürlich verschiedene Bearbeitungsarten derselben veranlassen müssen, und es kann daher ein Scheidungsverfahren des Nickels, wie z. B. das von Wöhler angegebene, nicht auf die hüttenmännische Bearbeitung jeder Speise angewendet werden.

c) Die Hauptveranlassung zur Bildung der Speisen bei der Blaufarbenglasbereitung und bei anderen Schmelzprocessen, wie Bleiarbeit, Bleisteinarbeit, geben wohl 3 Species der Nickelerze: 1) der sogenannte Kupfernickel, mehrentheils ziemlich reines Nickelarsenik = 55,99 Arsenik und 44,01 Nickel. Die untersuchten Varietäten wechseln mit 46 — 54,8 Arsenik- und 30 — 44 p.C. Nickelgehalt. 2) Der weisse Kupfernickel (zuerst durch Freiesleben aufgefunden) besteht grösstentheils aus dem Biarseniat des Nickels. Man hat 60 — 71 Arsenik und 13 — 28 Nickel in ihrer Mischung aufgefunden. Die ärmsten der vorstehenden 2 Species enthalten schon 13 — 16 p.C. Eisen als Eisenarseniat. 3) Der in neueren Zeiten näher bestimmte Nickelglanz, besteht aus Nickelarseniat und Nickelsulphuret, mit untergeordnetem Eisensulphuret. Man hat deren Nickelgehalt zwischen 23,6 — 30 p.C. abweichend gefunden. Eine durch Blei (s. Erdm. J. I, B. 6, S. 236) untersuchte

Varietät von Harzgerode gab: Arsenik 35,63, Schwefel 22,58, Nickel 23,61, Eisen 9,28; übrigens Spur an Kobalt und anhängende Feuchtigkeit 7,5 so wie 0,75 eingemengte Kieselerde. Andere selten vorkommende Nickelerze sind kaum bei der Verschmelzung von Beschickungen in Betracht zu ziehen. Da nun diese Nickelerze, so viel mir bekannt, noch nicht für sich bergmännisch gewonnen und hüttenmännisch zu Gute gemacht werden, obgleich, wie z. B. durch Erdmann (s. dessen Schrift über das Nickel, Leipzig 1827) dazu sich eignende Anleitungen gegeben wurden, so haben wir es bis jetzt doch blos mit den Varietäten der Speise zu thun, in welchen allerdings als Hauptbestandtheil das Nickelarseniat zum Theil nicht ganz mit Arsenik gesättiget zusammentritt und sich gern bei den Verschmelzungen der Beschickung in besonderen Schichten im Sammlungsraume der Schmelzöfen ablagert.

Sind in die Beschickungen genommene Erze nicht völlig abgeröstet, so wird deren Gehalt an arseniksaurem Nickel wieder reducirt, und rohe Nickelerze lassen bei der Verschmelzung den Schwefel an andere Metalle der Beschickung, und zum Theil sich verflüchtigend, frei, daehr wenig Schwefel in den Speisen gefunden wird.

d) Nach bisherigen Untersuchungen können wir nun folgende Varietäten der Speise aufstellen:

1. Nickelarsenikspeise (Varietät der Kobaltspeisen). Eine solche hat Wille (s. Karsten's Arch. I, B. 16, H. 1, S. 19) von dem Blaufarbenwerke Schwarzenfels bei Schuchtern erhalten, zergliedert, und gefunden: Nickel 52,63, Arsenik 40,47, Eisen 2,72, Schwefel 2,55, Kupfer 1,61 und nur eine Spur von Kobalt. Es müsste mithin entkobaltete Speise des genannten Blaufarbenwerkes sein. Eine solche Speise würde sich nun wohl gleich dem Kupfernickel nach Wöhler's Methode mittels Schwefelkalium im Grossen auf Nickel bearbeiten lassen *).

*) Auch Liebig's Methode, das geröstete Erz oder die geröstete Speise mit Flussspath und Schwefelsäure in Bleipfannen bis gegen 80° R. zu erwärmen und das schwefelsaure Nickel zuvor geglü-

2. **Wismuthhaltige Nickelarsenikspeise** (die gewöhnliche **Kobaltspeise** der sächsischen Blaufarbenwerke). Ich habe deren Hauptbestandtheile: Nickel, Arsenik, Wismuth und Kobalt, bereits im Handbuche der allgem. Hüttenk., zweite Auflage, erster Th., S. 125 angegeben. Sie kommt auf den sächsischen Blaufarbenwerken in verschiedenen Varietäten vor, als: erste Farbenglasspeise, welche noch 12—18 p.C. Kobalt enthält, und durch mehrmaliges Umschmelzen mit Quarz, Pottasche u. s. w. Speisefarbengläser liefert und, dadurch bis auf 1—2 p.C. Kobaltgehalt gebracht, entkobaltete Speise heisst. Ist sie silberhaltig, so wird sie, wie oben gelehrt wurde, amalgamirt. Seltener sammlet sich die verwitterte Speise, ziemlich viel schwefelsaures Nickel- und Wismuthoxyd haltend, ein. Eine Speise dieser Varietät von einem böhmischen Blaufarbenwerke wurde 1836 von Anthon, s. Erdm. J. II, B. 9, S. 12, analysirt und gab: Nickel 36,2, Arsenik 29,9, Wismuth 21,5, als Hauptbestandtheile; übrigens untergeordnet: Schwefel 6,9, Kupfer 1,5, Eisen 1,1, Kobalt 1,3. Es war demnach eine entkobaltete Speise.

Mit dieser Varietät hat das Nickelausbringen, in mehreren Fabriken versucht, nicht gelingen wollen. Ich habe deren Bearbeitung durch Schmelzen mit Pottasche und Kochsalz in Erdm. J. I, B. 1, S. 499 gelehrt. Man kann diese Schmelzung in Blaufarbenhäfen unternehmen und erhält dabei einen für Argentanfabriken brauchbaren Nickelschlich.

3. **Eisenreiche Nickelarsenikspeise** (Varietät der Speise von Bleiarbeiten auf Silberhütten.). Diese Art der Speise zeigt sich sehr veränderlich in ihren Mischungsverhältnissen. Eine Varietät derselben, auf der König Antonshütte bei der Bleiarbeit gefallen, gab mir: (s. Erdm. J. II, B. 13, S. 196) Eisen 35,43, Nickel 23,72, Arsenik 14,14, Blei 10,12, Kobalt 8,10, Schwefel 3,13, Kupfer 1,75, Silber

het mit Kohle zu reduciren, würde anwendbar sein, wenn man nicht die bei dem Erwärmungsprocess sich entwickelnden giftigen Dämpfe von Fluorarsenik zu fürchten hätte.

0,089 und Spuren von Wismuth, Antimon, Zink und Mangan.

Jordan fand (s. eben dieses Journ. B. 10, S. 433) in einer Bleispeise von der Okerhütte bei Goslar: Eisen 68,03, Schwefel 7,81, Nickel 6,51, Kupfer 5,68, Arsenik 5,04, Antimon 3,35, Kobalt 1,67, Silber 0,003 und nur 0,60 Blei. Diese Varietät dürfte ihres geringen Nickelgehaltes wegen wohl nicht auf Nickel zu benutzen sein. Die so eben genannte Speise von der Antonshütte hat man (s. S. 194 des oben citirten Journals) mit Schwefelsäure auf schwefelsaures Nickeloxyd, aus welchem bekanntlich durch Glühen (s. Gay-Lussac in den Annal. de Chimie 1836, p. 140) Nickelmetall gewonnen werden kann, zu bearbeiten vorgeschlagen. Ich bin der Meinung (s. S. 213 des oben angeführten Journ.), dass man diese Speise zuerst durch Glühung oxydiren und sodann durch Schmelzen mit guter Bleischlacke concentriren solle. Die an Eisen nun arm, aber an Nickelarsenik und Silber reicher gewordene Speise solle man zuerst durch Amalgamation entsilbern und sodann die Rückstände mit Schwefelsäure oder auf eine andere Weise auf Nickel bearbeiten. Ich nenne diese durch gelungene Versuche erhaltene Speise Raffinatspeise und fand die oben angezeigten Bestandtheile der rohen Speise erhöhet auf: Nickel 55,69, Arsenik 32,58, Kupfer 1,88 und Silber 0,20 (= 7 Loth im Ctr.) so wie deren Eisengehalt vermindert auf 7,79.

4. Bleihaltige Nickelarsenikspeise. Diese Varietät fiel ehedem häufig bei der Verschmelzung nickelreicher Silbererze aus dem Obergebirge bei der Blei- und Bleisteinarbeit. Jetzt, da dergleichen Erze mehrentheils zur Amalgamirbeschickung kommen, fällt deren weniger, und wird (s. Winkler's Beschr. d. Freiberg. Hüttenprocesse S. 105) wieder dem Bleistein mit zugeschlagen und dadurch entbleiet und entsilbert. Es kann mithin von ihrer Benutzung auf Nickel nicht weiter die Rede sein. Ihre in früheren Zeiten unternommene Zergliederung gab mir: Nickel 22,70, Wismuth

21,13, Blei 20,50, Kupfer 1,35, Arsenik 32,01 und nur eine Spur von Eisen *).

e) Nach allen vorstehenden Resultaten würden mithin die Speisen auf Nickel zu bearbeiten sein: 1) nach Wöhler's Methode durch Schwefel und Pottasche, oder auf schwefelsaures Nickeloxyd hin durch Schwefelsäure, oder 2) nach meiner Methode durch Schmelzung mit Pottasche und Kochsalz. Es giebt wahrscheinlich noch andere Methoden der Nickelbereitung aus Speise, welche aber von den Fabricanten des Argentans so wie auf den Blaufarbenwerken geheim gehalten werden. Man stellt übrigens dieses Metall zum Legiren mit Kupfer und Zink pulverartig unter dem Namen Nickelschwärze dar.

Da schwarze Blende, mit gemeiner Salzsäure behandelt, ein äusserst wohlfeiles Schwefelhydrogengas in Menge giebt, so könnte wohl dieses Hülfsmittel zur Entfernung des Kupfers u. s. w. auch bei der Nickelbereitung im Grossen benutzt werden.

Schliesslich bemerke ich noch, dass man aus wismuthreicher Speise durch Behandlung mit Salpetersäure leicht spanisches Weiss, so wie durch Auslaugung und Krystallisirarbeiten aus verwitterter Speise Nickelvitriol und aus der Lösung des letzteren in Wasser und Fällung der Lösung mit Pottaschenlösung kohlensaures Nickeloxyd, welches, schwach durchglühet, Nickelgrün giebt, erzeugen kann.

XI. *Nachträge zu §. 398 bis 405 d. G. d. H., die Arsenikalien betreffend.*

Mit der schemischen Constitution der Arsenikhüttenproducte bin ich, vermöge mancher neueren Untersu-

*) Dass die im Vorstehenden bezeichneten Varietäten der Speise sich nicht von einander durch sich gleich bleibende stöchiometrische Verhältnisse unterscheiden und ohne bestimmte Grenzen in einander übergehen, zeigt uns ein Blick auf ihre Bestandtheile, wie z. B. die Varietät der Bleispeise 4) wegen ihres Wismuthgehaltes allenfalls auch zu der Varietät 2) gezählt werden könnte. Wir finden es hier auf's neue bestätiget, dass mehrere Hüttenproducte nur als innige Gemenge zu betrachten sind, und daher lässt sich auch aus der Speise 4) ein Antheil wismuthhaltiges Blei absaigern.

chungen in dem verflossenen Jahrzehend, immer bekannter geworden und kann folgende auf Erfahrung gegründete Resultate deshalb mittheilen.

1. Varietäten der in den Giftfängen condensirten Giftmehle zeigten sich zusammengesetzt:

a) Giftmehl aus dem Condensator des Zinnröstofens zu Altenberg dem vorderen Theile des Giftfanges nahe am Röstofen entnommen: arsenige Säure 90,10, Unterschwefelarsenik 2,05, Schwefel im freien Zustande 0,73, Erzstaub 5,51 und Holzrusstheilchen 1,04. Der Erzstaub gab durch die Zinnprobe 21 p.C. Zinnmetall.

b) Giftmehl ebendaher, dem Ende des Giftfanges nahe der Ausgangsesse entnommen: arsenige Säure 95,85, Unterschwefelarsenik 0,32, Schwefel 0,71, Erzstaub 2,05, Russ 0,74. Beide Giftmehle zeigten, mit kaltem Wasser behandelt, anhängende Spuren von schwefliger Säure.

c) Giftmehl von dem Blaufarbenwerke Oberschlema von dem gesammelten Vorrathe: arsenige Säure 94,31, Unterschwefelarsenik 1,03, Schwefel 0,50, Erzstaub 3,05, Wismuthoxyd 0,25, Russ 0,16. Das Erz gab nach der Betriebsprobe O. C. Glas und enthielt à Ctr. ⅛ Loth Silber.

2. Der regulinische Arsenik (grauer Arsenik, Fliegenstein) besteht vorwaltend aus Arsenikmetall, enthält aber eingemengten Schwefelarsenik und arsenige Säure, zuweilen in einzelnen kleinen Krystallen wahrnehmbar. Ein solcher von dem Arsenikwerke Bayerfeld untersuchter gab: reines Metall 95,03, Schwefelarsenik 2,15 und arsenige Säure 1,90. Das untersuchte cylindrische Stück, von welchem die Probe genommen wurde, zeigte auf der Oberfläche einen Anflug von Arsenikoxyd *).

3. Gelber Arsenik ist ein mehr oder weniger inniges Gemenge aus Anderthalb-Schwefelarsenik und

*) Ueber dieses Oxyd = As 47,03 + O 10,0, welches sich, mit noch etwas Arsenikmetall gemengt, als dunkelgraues Pulver in den Vorlagen der Retorten, in welche man im Grossen Metall aus Arsenikalkiesen übertreibt, einfindet, hoffe ich nächstens eine umständliche bis jetzt noch nicht ganz vollendete Arbeit zu liefern.

arseniger Säure. Letztere erkennt man zuweilen schon in ganz dünnen Lagen auf dem Flächenbruche des Fabricats; andere Exemplare zeigen sich zwar ohne solche Lagen, aber dunkler und lichter gelb gestreift, und wiederum andere homogen von lichtgelber Farbe. Schon durch die blosse Siedung mit Wasser, leichter aber durch Erwärmung mit einer Lösung von basisch kohlensaurem Kali kann man die arsenige Säure im gelben Arsenik auffinden. In einem gestreiften Bruchstücke desselben fand ich 10,52; in einem lichteren gleichförmig farbigen 6,02 arsenige Säure. In dem Sublimate der Blechcylinder, in welche man den gelben Arsenik auftreibt, findet man über letztern ein grobes Gemenge von krystallisirter arseniger Säure und Schwefel.

4. Der rothe Arsenik ist Arsenikpersulfurid, mit Arsenikoxyd innig gemengt. Die eingemengte Quantität des letzteren konnte ich noch nicht genau bestimmen, glaube sie aber zu 10—12 p.C. schätzen zu können. Den Sauerstoffgehalt dieses Fabricats habe ich vorläufig qualitativ erkannt, indem ich die Dämpfe desselben über Kohle in einer Porzellanröhre trieb. Es entbindet sich dabei arsenikhaltiges Kohlenoxydgas, und das übergetriebene Sublimat erscheint in demantglänzenden krystallinischen Blättchen als eigentliches Unterschwefelarsenik.

5. Will man auf den Arsenikwerken reines Arsenikmetall in den Handel bringen, so darf man nur bei der gewöhnlichen Zubereitung des grauen Arseniks aus Arsenikalkiesen eine oder zwei der Röhrenretorten, jede mit 15 Pfd. zerriebenem grauen Arsenik und 5 Pfd. Eisenfeile gut gemengt, beschicken, so hält das Eisen den Schwefelantheil des grauen Arseniks zurück und desoxydirt dessen Gehalt an arseniger Säure. Das in die Vorlagen übergetriebene Metall ist nun chemisch rein, frischbereitet fast zinnweiss glänzend. Durch Liegen an der Luft bedeckt es sich nach und nach mit einem Anfluge von Arsenikoxyd.

Zusatz, das Ausbringen des Selens betreffend.

Obgleich das Selen bis jetzt nur in kleineren Quan-

titäten ausgebracht wird, so ist doch dessen Ausbringen als Metall, welches mit seinen Eigenschaften zwischen den Metallen und dem Schwefel in der Mitte steht, hier nicht zu übergehen.

Man bringt dasselbe auf der Victorfriedrichshütte am Harze nach Zinken, s. Erdm. J. I, B. 6, S. 230, aus dem Selenbleierz, welches in seinen Varietäten 30 bis 34 p.C. Selen enthält, auf folgende Weise aus.

a) Das gut aufbereitete Erz wird fein gepocht und gesiebt.

b) das Selenerzmehl wird in hölzernen Fässern so lange mit verdünnter Salzsäure behandelt, bis dessen Gemengtheile an kohlensaurem Kalk und Talk aufgelöst und ausgezogen sind.

c) Das rückständige Erz wird gut ausgewaschen und in einem flachen Kupferkessel völlig ausgetrocknet.

d) Es wird darauf mit gleichen Gewichtstheilen salpetersaurem Natron gemengt, in einem hessischen Tiegel geschmolzen und die geschmolzene Masse in eine blanke eiserne Schüssel ausgegossen.

e) Die geschmolzene Masse wird gepocht, gesiebt und mit 10—12 Th. Wasser ausgekocht.

f) Die dadurch gebildete Lösung wird eingedampft und in Steingutschüsseln oder grossen Glashäfen bis zum Sauerwerden mit schwacher Salpetersäure versetzt. Die dadurch abgeschiedene Kieselerde wird durch ein leinenes Seihetuch abfiltrirt.

g) Die abfiltrirte Lauge wird in Steingut- oder Porzellanschaalen gelinde eingesotten. Es scheidet sich dabei selensaures Natron in Blättchen und als krystallinisches Pulver ab. Die Mutterlauge giebt wieder salpetersaures Natron zum Gebrauche bei d).

h) Das selensaure Natron wird trocken mit gleichen Theilen Salmiak gemengt und in Glasretorten mit Vorlagen erhitzt. Es geht zuerst Ammoniak und später etwas Salmiak über.

i) Das in den Retorten zurückgebliebene Selen ist noch mit Salzen gemengt, wird daher ausgelaugt, getrocknet, und in kleinen Porzellan-, hessischen oder auch

Glasretorten überdestillirt. Man schmelzt es nun, und bringt es in kleine Stangen gegossen in den Handel.

Noch finden sich verschiedene Bemerkungen über eine einfache Darstellung des Selens aus selenhaltigem Eisenkies oder Bleiglanz, so wie über die Scheidung des Tellurs von Selen, s. Erdm. J. II, B. 4, S. 455.

XII. Nachträge das Schwefelausbringen betreffend, zu §. 406—414 d. G. d. H.

1. Zu §. 406. In dem vergangenen Jahrzehend wurden in den sächsischen Bergrevieren im Durchschnitt jährlich 10—11000 Ctr. Eisenkiese gewonnen, welche auf eine dreifache Art, als a) zum Schwefelausbringen; b) zur Vitriolfabrication und c) als Zuschlag bei der Silberroharbeit verbraucht wurden. Im angrenzenden Böhmen ist eine neue Benutzungsart der Schwefelkiese, nämlich zur unmittelbaren Bereitung der Schwefelsäure, im Entstehen. Da nämlich bekanntermaassen die brennenden Schwefelkiese, so gut wie der Schwefel selbst bei seinem Verbrennen, schweflige Säure liefern, so war man schon seit längerer Zeit bemühet, diese Säure auf irgend eine Weise zu benutzen. So leitet man z. B. auf den obergebirgischen Schwefelwerken (s. §. 412 d. G. d. H.) die schweflige Säure, welche sich bei dem Schwefelausbringen in Schachtöfen mit Condensatoren entwickelt, in die Laugebühne, in welcher bereits ausgelaugte eisenreiche Rückstände von der Vitriolbereitung aufgestürzt liegen; schwängert diese mit schwefliger Säure an, und sie geben dann, eine Zeit lang der oxydirenden Wirkung der Luft ausgesetzt, von neuem Vitriol. Der Gedanke, diese schweflige Säure durch Salpetersäure oder Salpetergas, wie bei der Schwefelsäurebereitung, in Schwefelsäure umzuändern, lag mithin nahe, und es ist dieser Process, mehreren Nachrichten zufolge, auf einem Hüttenwerke unweit Schlan in Böhmen wirklich gangbar geworden.

Die ersten Nachrichten über diesen neuen Process wurden mir bereits im Jahre 1837 durch zwei sachverständige Reisende, Hrn. Prof. Balling aus Prag und

Hrn. Director B. v. Leitner aus Wien, zu Theil. Die Mittheilungen anderer Reisenden bestätigten diese Nachricht, und man sollte aus 100 Ctr. Schwefelkies 120 — 130 Ctr. englische Schwefelsäure von 1,790 spec. Gew. zu sehr wohlfeilen Preisen erzeugen. Da aber dieses Verfahren bis jetzt durchaus geheim gehalten wird, so lässt sich mit Sicherheit nicht über dasselbe urtheilen, und ich bringe zu dessen Ausübung und weiterer Verbreitung folgende Einrichtung eines Kiesverbrennungsofens in Vorschlag. Man lege einen länglich vierseitigen Heerd von gusseisernen auf der einen Seite emaillirten Platten von etwa 3 Fuss Breite und 6 Fuss Länge unter einem Gewölbe an. Unter den Platten befinde sich ein mit einem Roste versehener Feuerheerd zum Erhitzen der schmalen in einander gefügten Platten bis zum schwachen Rothglühen, wobei die dem Feuer entsteigende verdorbene Luft, damit sie nicht in die Bleikammern treten könne, durch Seitenzüge in eine Esse abgeleitet werden muss. Vom hinteren Ende des Brennofens weg lege man zwei oder drei schräg aufsteigende Canäle von 8 — 10 Fuss Länge und etwa 1 Fuss Weite an, um durch diese die Dämpfe der schwefligen Säure in die Bleikammer zu leiten. Sie können, der besseren Ausdauer wegen, so wie auch das Gewölbe des Kiesbrennofens, mit einem gypshaltigen Kitte bekleidet werden. Zur Erzeugung von salpetersauren Dämpfen oder von Salpetergas könnte man, wenn ein mässiges Anlagscapital nicht gescheuet wird, eine kleine mit einem Abzugsrohre versehene Platinblase in das Gewölbe des Kienbrennofens einsetzen. Durch das Abzugsrohr würden nun die durch die Wärme des Gewölbes aus der Platinblase aus Salpeter und Schwefelsäure oder aus Salpetersäure und Syrup oder Stärkmehl (nach Payen) sich entwickelnden Dämpfe oder Gase in die Bleikammer geleitet werden. Auf dem glühenden eisernen Brennheerde hätte man nun entweder grob aufbereitete Kiese, oderauch Kiesschliche aus zubereiten und, wie es die Umstände erfordern, durch schwächeres oder gelinderes Feuern unter dem Plattenheerde im Brennen zu erhalten. Gröbere Kiese dürften nur von Zeit zu

Zeit aufgerührt zu werden; Schliche müsste man über die Walze mit dem Röstkräl, wie bei anderen Flammenröstöfen, fleissiger aufrühren. Die übrigen Einrichtungen der Bleikammern so wie die Art, die erzeugte Säure mit Wasser oder mit Wasserdämpfen zu verdichten, wären dieselben wie bei der gewöhnlichen Fabrication englischer Schwefelsäure. Vielleicht könnten auch anstatt gusseiserner Heerdplatten dünne, aber haltbare Platten aus Kieselthon gebraucht werden. Indem ich vorstehende Ideen sachverständigen Technikern zur Begutachtung mittheile, hoffe ich, dass diese Mittheilung zur weiteren Ausführung der neuen Bereitungsmethode der Schwefelsäure aus Kiesen beitragen soll.

2. Zu §. 407 d. G. Schwefelerze betreffend. Das Vorkommen des Kohlenschwefels in Schwefelmetallen, welches Döbereiner zuerst im Quecksilberlebererz und ich im Leberkies (Carbonkies) der Braunkohlenformation (s. S. 501 d. G. d. H.) nachgewiesen habe, ist durch Breithaupt's Auffindung einer neuen Species der Blenden bestätiget worden. Er nennt dieses im Erzgebirge bei Geyer und unweit Marienberg und Wolkenstein so wie auch in Cornwall vorkommende Fossil Leberblende. Es besteht vermöge seiner und Plattner's Untersuchungen aus Zink, Schwefel und Kohlenstoff und kann mithin mit dem Quecksilberlebererz, so wie mit dem Carbonkiese, dessen Gehalt ebenfalls durch Plattner bestätiget wurde, chemisch verglichen, zusammengestellt werden. Man sehe über dieses neu bestimmte Fossil nach Erdm. J. II, B. 15, S. 333.

4. Dem §. 414 d. G. d. H., das Läutern des Rohschwefels betreffend, ist hinzuzufügen:

a) Die durch Michel in Marseille verbesserte Destillationsmethode. Wir finden dieselbe beschrieben in Dumas's oft citirtem Handbuche B. 1, S. 197 der Uebersetzung und erläutert durch eine Abbildung des Apparats, Tab. 8, Fig. 3. Er besteht aus einem über einem mit Roste versehenen Feuerheerde eingemauerten gusseisernen Kessel von der Gestalt des Untertheils einer Retorte, welche mit einem Gewölbe überbauet ist,

Von diesem Gewölbe aus führt ein Canal die aufsteigenden Schwefeldämpfe in eine Verdichtungskammer, in welcher sich bei gelinder Destillation Schwefelblumen absetzen, bei verstärkter Hitze aber der flüssige Schwefel sich am Boden der Kammer sammelt. Es können in diesem Destillirkessel 15 – 16 Ctr. Rohschwefel auf einmal, und in jeder Stunde gegen 2 Ctr. abgetrieben werden. Wenn unsere obergebirgischen Schwefelfabricanten von dieser Läuterungsmethode Gebrauch machen wollen, so fragt es sich vorzüglich, ob auch der in unsern Rohschwefeln so häufig vorkommende Schwefelarsenik, welcher sich bekanntlich in dem Helme und dem Vorläufer sublimirt, in dem Gewölbe des neueren Apparates sich sublimirend absondern werde. Ausserdem dürfte derselbe als Zeit und Brennmaterial ersparend dem Läuterapparate, s. §. 414 d. G. d. H., vorzuziehen sein. Ueber den Gebrauch und über die Einrichtung dieses Apparates, so wie auch über manche andere bei dem Schwefelläutern anzuwendende Vorsichtsmaassregeln giebt Ure, s. Journ. of the roy. Instit. 1830, No. 1, p. 126, weitere Nachricht, so auch Mayer über Verbesserungen, welche man diesem Apparat gegeben hat, in Erdm. Journ. II, B. 16, S. 71, woselbst der Vortheil, wenn man mit 2 Kesseln arbeitet, nachgewiesen wird.

b) Die Läuterung des Schwefelsublimats aus den Bleikammern der Schwefelsäurefabrication durch Schmelzen desselben mit einem Kalkzuschlage lehrt Waltl in Erdm. J. I, B. 18, S. 146.

4. Die von mir vorgeschlagene Bereitung des liquiden Kohlenschwefels (Schwefelalkohols) aus Carbonkiesen im Grossen, so wie die Bereitung desselben aus anderen Beschickungen, wird jetzt in mehreren Fabriken, z. B. in der Reichardischen zu Döhlen im Plauen'schen Grunde, betrieben, und es ist der Preis dieses Fabricats bereits von 8 Thlr. auf 2 Thlr. das Pfund herabgesunken. Bei dieser Fabrication erhält Reichard, namentlich bei der Rectification des rohen Fabricats aus Glasretorten, einen völlig durchsichtigen regelmässig krystallisirten Schwefel. Die Krystallisationen

dieses Schwefels sind nach Breithaupt's Bestimmung zwar die bekannten des natürlichen Schwefels, d. i. die primaire Rhomben-Pyramide, dieselbe an den Enden vierflächig und mit einer Pyramide von drittelfacher Axenlage zugespitzt, und die vorige Gestalt mit Abstumpfung der Endspitzen und der längeren Polkanten, aber von ungewöhnlicher Auszeichnung und Schönheit. Ich fand dieselben aus 98,5 reinem Schwefel und aus 1,5 Bitumen der Braunkohlen, welche den Carbonkiesen anhingen, zusammengesetzt, und es ist immer merkwürdig, dass diese 1,5 p.C. fremder Bestandtheile der Krystallisation nicht hinderlich sind, auch der Durchsichtigkeit der grossen zum Theil 6—8 Linien langen Krystalle nicht schaden; s. über dieses Product Erdm. J. I, B. 4. S. 271.

XIII. Die Vitriolsiederei und die Fabrication der Schwefelsäure betreffende Nachträge, zu §. 415—419 d. G. d. H.

a) Zwei Sorten gemischter Vitriole wurden durch Heeren (s. Mittheilungen des hannöverischen Gewerbevereins 11te und 12te Lieferung) genauer untersucht. Es fanden sich:

im Goslarischen gemischten Vitriole:

krystallisirter	Eisenvitriol	68,40
-	Kupfervitriol	7,42
-	Zinkvitriol	21,71;

im Gräfenthaler Vitriole:

Krystallisirter	Eisenvitriol	78,10
-	Kupfervitriol	21,05;

ausserdem eine geringe Menge Zinkvitriol.

Auf den Freiberger Hütten bereiten wir, s. §. 417 d. G., von Zeit zu Zeit einen gemischten Vitriol aus der Sohle der Roh- und Kupfersteinroststätten. Im Jahre 1838 fand ich einen solchen zusammengesetzt aus:

krystallisirtem	Kupfervitriol	51,45
-	Eisenvitriol	40,32
-	Zinkvitriol	8,10
		99,87.

b) Die Dornengradirung ist bis jetzt vermöge meines Vorschlages nur auf einigen Vitriolwerken bei der Bearbeitung eisenhaltiger Kupfer- und zinkvitriolischer Laugen mit Vortheil angewendet worden. Dergleichen, z. B. aus Eisenkies haltendem Kupferkies oder aus Blenden bereitete Laugen können auf diesem Wege nicht allein concentrirt, sondern auch bedeutend eisenfreier erhalten werden. Will man daher nicht absichtlich gemischte Vitriole erzeugen, welches übrigens nur bei der Bereitung eisenhaltiger Kupfervitriole oder kupferhaltiger Eisenvitriole zu 1, 2, 3 u. 4 Adlervitriolen stattfinden kann, so wird die Gradirung mit dem besten Erfolge auszuüben sein, und selbst für diesen Fall eignet sie sich dazu wegen der leichten Erzeugsungart des sauren schwefelsauren Eisenoxyds in den Laugen, welche nun schneller das bei dem Versieden hinzugesetzte Kupfermetall angreifen und einen kupferreicheren Vitriol liefern werden.

Wie aber auch diese Gradirung sich vortheilhaft zur Erzeugung des sauren schwefelsauren Eisenoxyds (des sogenannten rothen Vitriols) wird anwenden lassen, werde ich sogleich weiter unten bemerklich machen. Zur Erklärung der Wirkung der Gradirung auf eine Eisenvitriollauge ist zu bemerken: die gewöhnliche Vitriollauge enthält grösstentheils schwefelsaures Eisenoxydul = 53,29 Säure und 46,71 Oxydul, und der aus solchen durch Krystallisation gewonnene blassgrüne Vitriol = 29,09 Säure, 25,43 Oxydul und 45,48 Wasser. Lässt man nun eine solche Oxydullauge über die Dornenwände tröpfeln, so ändert sich zuerst ihr Gehalt in schwefelsaures Oxyd = 60,58 Säure und 39,42 Oxyd durch den Sauerstoff des Atmosphärgases um. Bei fortgesetzter Gradirung zerfällt dieses Salz in basisches schwefelsaures Oxydhydrat = 16,00 Säure, 62,48 Oxyd und 21,52 Wasser, und saures schwefelsaures Oxyd = 67,19 Säure mit 32,81 Oxyd. Das basische Salz fällt aus der Lauge nieder, das saure bleibt gelöst und giebt aus der Lauge geschieden krystallisirtes Oxydsalz = 45,99 Säure, 21,47 Oxyd und 34,54 Wasser. Es

ist daher einleuchtend, wie Eisenoxydul haltende Kupfer- und Zinkvitriollaugen, auf diese Weise behandelt, eisenärmer werden müssen.

c) Die Verdampfung der Vitriollauge in Steinpfannen, deren Einrichtung oben S. 93 angegeben wurde, beschreiben Alex und Engelhardt in Dumas's Handb., B. 3 der Uebersetzung, und Hollunder, in seinem Tagebuche einer metallurgisch-technologischen Reise, giebt verschiedene Nachrichten von Vitriolwerken, als S. 51 von der Zubereitung des Kupfervitriols zu Nussdorf, woselbst man denselben durch Cementiren des Kupfers mit Schwefel u. s. w. gewinnt; ferner S. 374 von der Zinkvitriolbereitung neben dem Zinkausbringen zu Delach, wo man die derbe geröstete und verwitterte Blende zuerst auf Zinkvitriol durch Auslaugen benutzt und nach der Röstung des gemahlenen Rückstandes aus letzterem Zink destillirt. S. 434 ist das Vitriolwerk zu Katzwich, S. 442 das Schwefel- und Vitriolwerk zu Rhonau, beide in Schlesien gelegen, beschrieben. Das Katzwicher Werk bearbeitet Vitriolschiefer; das Rhonauer, eines der grössten Vitriol- und Schwefelwerke, erzeugte in einem Jahre zur Zeit seiner Bereisung: 5515 Ctr. Eisenvitriol, 481 Ctr. Cyprischen Vitriol; 1252 Ctr. gemischten eisenhaltigen Kupfervitriol, 37 Ctr. Zinkvitriol (aus dem Cap. mortuum der Vitriolölbrennerei) 8½ Ctr. Alaun aus der Mutterlauge, 206 Ctr. Vitriolöl, 112 Ctr. rothe Farbe aus den Schlämmen, ferner: 1188 Ctr. Schwefel und 14 Ctr. Schwefelblumen.

d) Die Fabrication der Schwefelsäure (des Vitriolöles) aus Eisenvitriol betreffend, habe ich folgendes nachzutragen:

a) Wie man in Sachsen bei Oberhohndorf das Vitriolöl aus Eisenvitriol durch Steinkohlenfeuerung ausbringt, darüber sehe man nach: meine Supplemente zum Handbuche d. Hüttenkunde, B. 2, S. 262 u. ff.

b) Eine sehr interessante ausführliche Arbeit über die Bereitung der rauchenden Schwefelsäure (des Vitriolöles) in Norddeutschland, namentlich zu Braunlage am Harz und zu Radnitz in Böhmen hat le Play in den

Ann. des Mines, troisième série, T. 7, 1835, p. 185 geliefert. Unter andern bemerkt derselbe: „dass man im günstigsten Falle, aus dem grünen Vitriol (s. oben *b*) die Hälfte seiner Säure durch Destillation ausbringen könne, und dass sich der Ertrag verdoppeln würde, wenn man vor der Destillation das Eisenoxydul in Oxyd, nicht durch Calcination auf Kosten der Schwefelsäure, sondern durch eine Art Röstung auf Kosten des atmosphärischen Sauerstoffes, umwandeln könnte. Die langsame Wirkung der feuchten Luft auf die Lösung des Eisenvitriols, bringe dieses Resultat auf sehr billigem Wege hervor.“ Auf diese sehr richtige Bemerkung gründe ich nun den Vorschlag: Man gradire die Vitriollauge, aus welcher Vitriol zum Ausbringen der Säure soll erhalten werden, über Dornenwände bis zu völliger Oxydation, siede die gradirte Lauge sammt ihrem Sedimente in Bleipfannen bis zu dicklicher Consistenz ein, trockne die eingedickte Masse in Steinpfannen durch Reverberirfeuer bis zu völliger Entwässerung aus und bereite aus diesem Gemenge von basischem und saurem schwefelsauren Eisenoxyd die rauchende Schwefelsäure.

c) Zwei neue Zubereitungsarten der rauchenden Schwefelsäure sind folgende: Nr. 1. Es werden die Retorten eines Vitriolölbrennofens, jede mit 2 Pfd. völlig entwässerten Vitriols beschickt, und in jede der Vorlagen bringt man 8 Pfd. englische (nicht rauchende) Schwefelsäure, die in Deutschland jetzt weit wohlfeiler als rauchende ist, und treibt die wasserfreie Säure in das Hydrat der Vorlagen, wodurch es bis zum Rauchen concentrirt wird. Nr. 2. Man erwärme in flachen gusseisernen Pfannen Caput mortuum Vitrioli und rühre in dasselbe nicht rauchende Schwefelsäure bis zur Sättigung ein. Bei der stattfindenden Erhitzung entweicht das Wasser des Hydrats, und das entwässerte rückständige schwefelsaure Oxyd giebt bei dem Destilliren nun wasserfreie: *).

*) Obiges Verfahren ist mir durch meinen hochgeschätzten Freund, Hrn. Prof. Reichard in Döhlen, bekannt geworden.

d) Obgleich die Fabrication der Schwefelsäure aus Schwefel mehr in das Gebiet der technischen Chemie gehört, so empfehle ich doch angehenden Vitriolhüttenleuten zum Nachlesen über diesen Gegenstand: Waltl's gründliche Arbeit über die Fabrication der englischen Schwefelsäure in Erdm. J. I, B. 18, S. 40 und S. 129. Man wird den Aufsatz, der sich über alle einzelne Arbeiten dieses Geschäftes ausbreitet, sehr belehrend finden. In demselben Bande findet sich extrahirt aus dem Philosoph. Magazine, S. 154, ein Aufsatz von Dana, welcher sich besonders auf die weisse krystallinische Substanz (nach Waltl eine Verbindung der schwefligen Säure mit der salpetrigen), welche sich in den Bleikammern der Schwefelsäurefabricanten anlegt, bezieht und uns ihr chemisches Verhalten genauer kennen lehrt. Auch Kuhlmann liefert einen interressanten Beitrag zur Kenntniss der Schwefelsäurefabrication im Journ. d. Pharmacie, welcher sich im Auszuge in Erdm. J. I, B. 3, S. 204 befindet. Viel versprechend und wenigstens chemisch merkwürdig ist Phillip's Fabrication der Schwefelsäure ohne Salpeter, s. Dingler's polyt. Journ. B. 43, S. 43. Er treibt die Dämpfe der durch das Verbrennen des Schwefels oder der Eisenkiese erzeugten schwefligen Säure nebst Atmosphärgas über ein Bündel feinen in einem Porcellan- oder Steingutrohre glühend zu erhaltenden Platindrath und erzeugt auf diese Weise sogleich Schwefelsäure, die sogleich vom Wasser völlig absorbirt wird. Phillip hat auf diese Zubereitung ein Patent genommen. Ueber die wirkliche Ausführung dieser Arbeit ist mir aber wenigstens nichts bekannt geworden.

e) Ueber die Prüfungsarten der käuflichen Schwefelsäure sind wir bereichert durch Penot, im Bulletin de la sociét. de Muhlhausen III, p. 458—94, woselbst angegeben wird, wie man den Gehalt an Salpeter- oder salpetriger Säure in derselben leicht durch die rothen Dämpfe, welche sich bei ihrer Erhitzung zeigen; den Gehalt an Blei durch hydrothionsaures Ammoniak, die verdünnte Säure bräunend; und den Gehalt an Eisen

durch eisenblausaures Kali, durch Bläuung erkennen. Vogel hat sich, s. Erdm. J. II, B. 4, S. 233, vorzüglich mit der Aufsuchung eines Arsenikgehaltes in verschiedenen Arten der käuflichen Schwefelsäure beschäftigt. Er hat sich dabei des Schwefelhydrogens bedient und fand die von ihm untersuchten Sorten rauchender Schwefelsäure arsenikfrei; die englische hingegen arsenikhaltig, und dieser Gehalt ist arsenige Säure. Bei der Rectification solcher Säure geht nichts vom Arsenik mit in das Destillat über.

XIV. Nachträge, die Zubereitung des Alauns betreffend, s. §. 420—423 d. G. d. H.

1. Zu §. 420. Die neueren Analysen der Varietäten der verschiedenen Alaune gaben von denen §. 420 zum Theil abweichende Resultate, nämlich:

a) Der Bildungsbestandtheil aller Alaunvarietäten ist die immer sauer reagirende schwefelsaure Thonerde = 70,07 Schwefelsäure und 29,93 Thonerde, und krystallisirt = 36,05 Schwefelsäure, 15,40 Thonerde und 48,55 Wasser. Sie bildet

b) mit schwefelsaurem Kali den Kalialaun, bestehend aus: Schwefelsäure 33,77, Thonerde 10,82, Kali 9,94, Wasser 45,47, oder aus schwefelsaurem Kali 18,38, schwefelsaurem Thon 38,36 und Wasser 45,47. Nimmt man diesem die freie Säure, z. B. durch Kalk, so bildet sich der neutrale Kalialaun (Würfelalaun) = Schwefelsäure 36,10, Thonerde 35,05, Kali 10,62 u. Wasser 18,25.

c) Der Ammoniakalaun besteht aus: Schwefelsäure 36,10, Thonerde 11,47, Ammoniak 3,89 und Wasser 48,54, oder aus: schwefelsaurem Ammoniak 12,85, schwefelsaurem Thon 38,60 und Wasser 48,54.

d) Der Natronalaun, welchen man auch seit einiger Zeit in England bereitet, ist aus schwefelsaurem Natron 13,57, schwefelsaurem Thon 38,36 und Wasser 48,07 zusammengesetzt.

2. Verschiedene Sorten käuflicher Alaune, welche

ich in neuern Zeiten zu untersuchen Auftrag hatte, zeigten sich zusammengesetzt:

a) Commotauer Alaun aus: Kalialaun 75,13, Ammoniakalaun 23,41, schwefelsaurem Eisenoxyd 0,72 und schwefelsaurem Talk 0,21.

b) Tschermiger natürlicher Alaun aus: Ammoniakalaun 99,40, schwefelsaurem Talk 0,4, schwefelsaurem Eisenoxyd 0,2.

c) Weissgrüner Alaun, aus Vitriolmutterlauge bereitet, aus: Kalialaun 99,0, schwefelsaurem Eisenoxyd 0,90.

d) Reichenbacher Alaun No. 2, aus Alaunmutterlauge bereitet, aus: Kalialaun 85,7, schwefelsaurem Natron 5,4 (= 91,1 Kali- und Natronalaun), schwefelsaurem Talk 6,3, schwefelsaurem Eisenoxyd 2,6.

3. Zu §. 421 sind neuere Analysen verschiedener Alaunerze nachzutragen, als:

a) Alaunstein von Montdore enthält nach Cordier: Schwefelsäure 27,3, Thonerde 31,8, Kali 5,8, Kiesel 28,4, Eisenoxyd 1,4, Wasser 3,7.

b) Zwei neuerlich durch Erdmann (s. dessen Journ. I, B. 13, S. 108) untersuchte Varietäten des Alaunschiefers unweit Saalfeld gaben: No. 1 von Garnsdorf: Schwefelkies 7,53, Kiesel 50,12, Thonerde 10,73, Eisenoxyd 2,26, Kalk 0,40, Talk 1,00, Kohlenstoff 22,33 und Wasser 2,20; No. 2 von Wezelstein: Schwefelkies 10,16, Kiesel 52,30, Thonerde 21,66, Eisenoxyd 5,83, Kalk 1,00, Talk 2,15, Kohlenstoff 0,80 und Wasser 5,0. Von diesen Varietäten ist nur No. 2 zur Alaunbereitung tauglich, weil er mehr Schwefelkies und Thonerde als Alaunbilder enthält, auch ist dessen Thonerde weniger an Kiesel gebunden.

c) Die schwefelhaltige Braunkohle, welche theils Vitriol- theils Alaunerz genannt wird, stelle ich in 3 Varietäten auf, als: carbonkiesreiche Braunkohle, welche viel Ausbeute an Eisenvitriol bei ihrer Bearbeitung giebt; carbonkiesarme, thonhaltige, giebt Vitriol und aus der Mutterlauge Alaun und schwefelthonhaltige Braunkohle, d. i. die alaungebende,

auch braunkohlige Alaunerde von den Alaunhüttenleuten genannt. Untersuchungen einiger dieser Varietäten von Kersten und mir zeigten in 100 folgende Gemeng- und Gemischtheile:

Braunkohlige Alaunerde von Muskau (Lausitz.)

	Von Hermannsschacht.	Von Glückaufang.	Von Blücherschacht.
Braunkohlenmasse	41,10	27,92	34,20
Kieselerde	44,02	51,32	50,21
Eisenoxyd	6,23	8,40	0,42
Thonerde	5,60	7,62	5,21
Talkerde	0,32	0,26	0,53
Manganoxyd	0,12	Spur	Spur
Schwefel	1,25	2,89	1,72

und in allen 3 Varietäten Spur von Gyps.

Es gehört mithin dieses Muskauer Alaunerz, wegen seines geringen Gehaltes an Schwefelthon, unter die ärmeren Alaunerze, wie dieselben denn auch nach einer Durchschnittsberechnung von 10 Jahren nur 1,7 p.C. Alaun geben, bei welchem Gehalte man nur wegen der zugleich dort brechenden als Brennmaterial dienenden guten Braunkohle und bei dem wohlfeilen Arbeitslohne noch mit Gewinn arbeiten kann.

Eine schon etwas mehr Alaun gebende braunkohlige Alaunerde, welche man in Diehsa in der Oberlausitz zu der Anlage eines Alaunhüttenwerks zu gewinnen im Begriff steht, und welche schon etwas verwittert bald unter der Dammerde bricht, gab mir in 100:

schwefelsaure Thonerde	2,68
Kalialaun	0,47
schwefelsaures Eisenoxyd	0,95
schwefelsauren Kalk	1,70
freie Hunussäure	2,03
Kieselerde	10,32
Thonerde	9,21
Eisenoxyd	2,30
Manganoxyd	0,31
Schwefel	7,13

Braunkohlenmasse	29,00
Wasser	33,00
Spur von Gyps.	.

Betriebsproben zeigten mir, dass dieses Erz schon ohne Oxydation frisch ausgelaugt 4 p.C. und nach dem Oxydiren des ausgelaugten noch eben so viel, mithin 8 p.C. Alaun geben würden; s. über diese Gehalte und andere das Alaunhüttenwesen betreffende Gegenstände meine Abhandlung in Erdm. J. I, B. 13, S. 116—163.

Nach Hollunder, s. dessen Tagebuch einer metallurg.-technolog. Reise S. 359, soll eine braunkohlige Alaunerde zu Friesdorf unweit Bonn 12 p.C. Alaun geben.

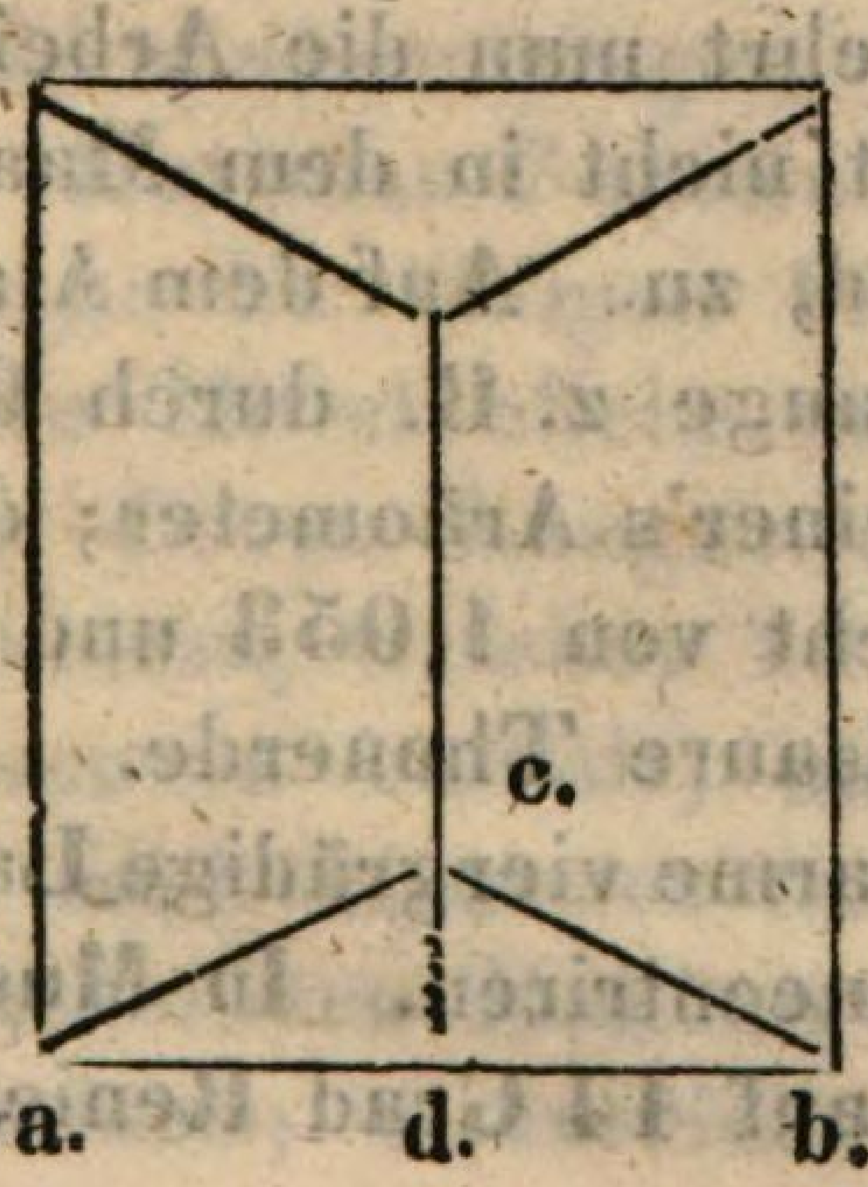
4. Zu §. 422. Die Alaunerzproben betreffend. Leicht ist die beschriebene Betriebsprobe mit schon gereiften Alaunerzen durch Auslaugung u. s. w. zu unternehmen. Kommt es aber darauf an, bald, ohne das Erz zu rösten und Monate lang verwittern zu lassen, dessen möglich ausbringbaren Alaungehalt zu erfahren, so oxydire ich in neuerer Zeit ein solches Erz durch Salpetersäure. Es werden z. B. 1000 Gran des zerriebenen Erzes zuvor mit dem nöthigen Wasser ausgekocht, die Masse filtrirt und ausgesüsst, und mit der eingedampften Lösung wird die gewöhnliche Alaunprobe mit Zusatz von schwefelsaurem Kali unternommen. Das Residuum wird getrocknet und mit dem vierfachen Gewicht reiner rauchender Salpetersäure in einem Glaskolben so lange im Sandbade erhitzt, bis die Masse beinahe trocken und völlig oxydirt ist. Selbst braunkohlige Alaunerde wird auf diese Weise völlig oxydirt und hinterlässt eine mehr oder weniger durch Eisenoxyd gefärbte Salzmasse. Letztere wird nun in siedendem Wasser aufgelös't und die Lösung abfiltrirt und ausgesüsst. Die erhaltene eingedampfte Lauge wird nun wie gewöhnlich mit Zusatz von schwefelsaurem Kali auf Alaun bearbeitet. Durch diese Probe erhielt ich aus Muskauer Alaunerz 2,8 p.C.; aus Diehsaer 9,2 p.C. und aus Tscherniger ebenfalls braunkohliger Alaunerde 6,5 p.C. Kalialaun.

5. Zu §. 423, das **Zugutemachen der Alaunerze** betreffend.

a) Bei dem Durchbrennen der Alaunerze hat man darauf zu sehen, dass die Rösthaufen niemals zur Glühhitze, viel weniger zum Flammen kommen. Werden dergleichen Entzündungen wahrgenommen, so müssen sie durch Bedeckung mit etwas rohem Erz gedämpft werden. Bei braunkohligen Alaunerzen ist es vortheilhaft, wenn sie ohne Röstung verwitterbar sind. Man hält dann mehr Schwefelsäure in ihnen zurück.

b) Sind die zu verwitternden rohen oder gerösteten Alaunerze grösstentheils in derben Stücken, so können die Halden ohne besondere Vorrichtungen leicht der Luft zugänglich locker aufgestürzt werden. Bei mulmigen Erzen hingegen, die ohne Röstung verwittern, lege man auf den Kern durchlöcherte hölzerne etwa zweizollig gebohrte Röhren in einigen Reihen horizontal in die Halden ein. Sollen die Erze in den Halden liegend brennen, so muss man Luftcanäle von Ziegeln in ihnen anlegen. Die speciellere Beschreibung dieser Vorrichtungen sehe man S. 140 meiner oben angeführten Abhandlung in **Erdm.** J. nach.

c) Man stürzt entweder **einfache** oder zur Ersparung des Raumes mehrfache Halden auf. Eine einfache Halde kann füglich zu 15—1600 C.F. in der Form eines Prisma's mit dreiseitigen Grundflächen aufgeführt werden. Ein Beispiel, wie man den Inhalt einer Halde berechnet, möge durch nachstehende Figur erläutert werden.



NB. Bei einer einfachen Halde von 1536 C.F. rheinländisch würde, wenn a b = 32 F. c d = 9 F. ist, a g nur = 10,666 F. sein.

Für eine neunfache Halde ist a b = 32 Fuss, c d = 9 Fuss und a g = 3,32 = 96 Fuss.

Hiernach ist der cubische Inhalt $= \frac{a\,b \times c\,d}{2} \times a\,g = \frac{32 \times 9 \times 96}{2}$

= 13824 C.F.

Das ist 9 × 1536 C.F. oder 9 einfache Halden, jede zu 1536 C.F.

Seltener legt man nur 3 solcher Halden in einen Haufen, und dann ist a b = a g = 32 Fuss, c d = 9 Fuss und der cubische Inhalt $= \frac{32 \times 9}{2} = 4608$ C.F. Wenn nun z. B. 1 C.F. Alaunerz im Durchschnitt $63\frac{2}{3}$ Pfd. wiegt, so enthält eine einfache Halde 889 Ctr. Erz.

Auf dem Alaunwerke Muskau giebt eine solche einfache Halde 13 bis 18 Ctr. Alaun.

d) Derbe Alaunerze, wie z. B. Alaunschiefer, lassen sich, da ihr Gehalt von schwefelsaurer Thonerde mehr an der Oberfläche der Erzstücken ausgewittert ist, leichter als mulmige, und grösstentheils schon auf der Halde, auslaugen. Die weichern feiner zertheilten Erze, Alaunerden, müssen, da sie durch die ganze Masse die schwefelsaure Thonerde fest adhärirend enthalten, nothwendig mit vielem Wasser in Kästen, und oft aufgerührt, ausgelaugt werden. Man hilft sich bei dieser Laugenbereitung durch mehrmaliges Aufgiessen der schwächern Laugen auf frische Erze. Es ist jedoch diese Concentration durch Duplirung, Triplirung u. s. fort nur bis zu einem gewissen Grade vortheilhaft. Will man dieselbe zu weit treiben, so vermehrt man die Arbeiten, und der Gehalt der Laugen nimmt nicht in dem Maasse, als der Kostenaufwand grösser wird, zu. Auf dem Alaunwerke Muskau bringt man die Lauge z. B. durch Quadruplirung bis zu 4 Grad nach Greiner's Aräometer; dann hat sie bei 10° R. ein spec. Gewicht von 1,053 und enthält in 1000 Th. 52,00 schwefelsaure Thonerde.

e) Weit gerathener ist es, die arme viergrädige Lauge durch die Dornengradirung zu concentriren. In Muskau fand ich diese Concentration bis auf 14 Grad Renier =

bis zu 1,139 = 158,02 schwefelsaurer Thonerde in 1000 Lauge durchgeführt. Da man aber die Lauge zur Gaare noch bis auf 51 Grad Gr. = 1,375 spec. Gew. = 350,12 Salzgehalt versieden muss, so wäre es vortheilhafter, dieselbe noch durch einen zweiten und dritten Fall über Dornwände bis etwa auf 30 Grad Gr. zu verstärken. Uebrigens ist diese von mir zuerst zu Schwemmsal zur Sprache gebrachte Dornengradirung der Alaunlaugen nun auf mehreren deutschen Alaunwerken nicht allein zu deren Concentration, sondern auch zu ihrer Reinigung von Eisenoxydul, welches bei eisenreichen Laugen in Menge als basisch schwefelsaures Eisenoxyd niederfällt, ausgeführt.

f) Bekanntlich erfolgt die Bildung der Alaune durch die Zuschlagmittel vor oder bei dem Mehlmachen. Ueber die Anwendung dieser sogenannten mehlmachenden Mittel habe ich Folgendes nachträglich zu bemerken: Das schwefelsaure Kali, welches man jetzt leicht zu billigen Preisen im Grossen beziehen kann, wende man vorzüglich bei eisenarmen Laugen an und setze es, seiner Schwerauflöslichkeit wegen, der noch heissen Gaarlauge auf der Siedepfanne zu. Auf 100 Theile zu bildenden Alaun sind, wenn eine gegebene Menge der Gaarlauge 38 p.C. schwefelsaure Thonerde enthält, 18 p.C. desselben zuzusetzen. Enthält die Lauge viel freie saure schwefelsaure Thonerde, so können zugleich noch 2 — 3 p.C. Pottasche zugeschlagen werden. Ausserdem muss man die Mutterlauge ansammeln und für sich mit starker Pottaschen- oder Aschenlauge in der Kälte Mehl niederschlagen.

Hat man Pottaschen- oder starke Holzaschenlauge zu billigen Preisen in der Quantität, um durch diese Mittel allein den Alaun bilden zu können, so ist von diesen Laugen auf 100 zu bildenden Alaun ein Quantum, welches 10 p.C. Kali = 14 p.C. basisch-kohlensaures enthält, zu verwenden. Eisenarmen Laugen, die hoch hinangesotten werden können, kann man diese concentirten Kalilaugen ebenfalls gleich auf der Pfanne zusetzen; eisenreichere Gaarlaugen, die nicht bis auf

50 Grad, sondern höchstens bis auf 40 Grad Greiner eingesotten werden dürfen, bekommen diesen Zuschlag nach der Klärung der Gaarlauge zuerst bei dem Mehlmachen in der Kälte.

Von dem salzsauren Kali (Chlorkalium) ist um so mehr Gebrauch zu machen, je mehr die Gaarlaugen schwefelsaures Eisenoxyd enthalten. Es eignet sich besonders zur Bearbeitung der schwefelsaure Thonerde haltenden Mutterlaugen, welche bei der Eisenvitriolbereitung, wie z. B. zu Weissgrün in Böhmen, fallen. Es bilden sich bei dessen Gebrauch auf dem Wege doppelter Wahlverwandtschaft Eisenchlorid und schwefelsaures Kali. In Hinsicht auf dessen Quantität, die sich nach dem Gehalte der Laugen an schwefelsaurem Eisenoxyd richten muss, nehme man zum Anhalten, dass 100 Theile schwefelsaures Kali 54,07 Kali bedürfen und dass 100 Theile salzsaures Kali 51,53 desselben enthalten. Es kann übrigens auch bei den eisenärmern Laugen neben dem schwefelsauren Kali etwas salzsaures mit zugeschlagen werden.

Der calcinirte Seifensiederfluss, welchen man hie und da anzuwenden pflegt, ist dem salzsauren Kali (Chlorkalium) gleich zu betrachten. Er enthält von diesem Salze gewöhnlich gegen 90 p.C. und etwa 4 p.C. schwefelsaures und 6 p.C. basisch kohlensaures Kali.

Die Anwendung des gefaulten Menschenharnes zur Bildung des Ammoniakalauns ist nur in volkreicher Nachbarschaft der Alaunwerke zulässig. Ganz fehlerhaft ist es, wenn er, ohne weitere Concentration und Reinigung in Fäulniss übergegangen, angewendet wird. Man siede ihn frisch gesammelt in einer Eisen- oder Bleipfanne bis auf $\frac{1}{10}$ ein und lasse ihn nach der Sedimentirung, bei welcher viel zum Theil salzhaltiger Niederschlag, welcher den Alaun verunreinigen würde, niederfällt, zuerst in Fäulniss übergehen. Nun werde derselbe auf seinen Gehalt an reinem Ammoniak geprüft, und es erfordern sodann 100 Theile zu bildenden Alauns eine Quantität gereinigten und gefaulten Harnes, welche 4 p.C. reines Ammoniak enthalten.

Ob man auf Alaunwerken schon Knochengeist oder ammoniakhaltiges Steinkohlendestillat zum Mehlmachen gebraucht hat, ist mir nicht bekannt, verdiente aber wohl geprüft zu werden.

g) Wie man todtgelaugte thonreiche Alaunerze wieder mit Schwefelsäure anschwängern und bei den jetzt bestehenden niedrigen Preisen der Schwefelsäure von neuem mit Vortheil auf Alaun benutzen kann, habe ich bereits S. 157 meiner oben angeführten Abhandlung in Erdm. J. bekannt gemacht und durch einen neuern Versuch im Grossen, s. Erdm. J. II, B. 13, S. 241, genauer nachgewiesen. Es würde auf diese Weise eine einfache Halde anstatt 12 auf 30 Ctr. Alaun zu benutzen sein. Ich empfehle nochmals diesen Vorschlag allen Alaunwerksbesitzern zur Beherzigung, und kommt man schon in Frankreich (s. Dumas's Handbuch B. 2, S. 510) bei der Alaunbereitung aus Thon auf directem Wege auf die Kosten, wie viel mehr muss sich dieser Process auf einem schon eingerichteten Alaunwerke, wo es keiner besondern Anlagen bedarf, bezahlt machen.

h) Was die künstlichen Methoden, Alaun ohne Erze zu bereiten, betrifft, so gehört ihre umständliche Betrachtung mehr in das Gebiet der technischen Chemie, und in meinem Grundrisse der technischen Chemie, S. 67 und 63, findet man bereits Chaptal's und Curadau's Verfahren angeführt. Die neuere Bereitungsart des Alauns aus calcinirtem und gemahlenem Thon, wie sie Alban in Javelle betreibt, lehrt Dumas in seinem Handbuche, B. 2, S. 511 der Uebersetzung. Bemerkenswerth ist hier noch Sprengel's Vorschlag, s. Erdm. J. I, B. 8, H. 2, S. 220, aus Granit, Gneis und anderen Kalisilicat haltenden Gebirgsarten durch Behandlung mit Schwefelsäure Alaun darzustellen. Man soll die fein aufbereiteten Fossilien dieser Art mit der nöthigen Menge von Wasser und Schwefelsäure in Breiconsistenz bei gewöhnlicher Temperatur 8 bis 9 Wochen stehen lassen und sodann durch Verdünnung mit Wasser u. s. w. den Kalialaun ausziehen. Am besten

dürften sich wohl zu diesem Gebrauch verwitterter feldspathreicher Granit und verwitterter Gneis eignen. Aus letzterem, welcher im Erzgebirge von den Bergleuten Gems genannt wird und sich sehr häufig bald unter der Dammerde in ein bis zwei Fuss dicken Schichten findet, habe ich nach Sprengel's Verfahren aus 100 Quentchen 19 Quentchen eines recht guten, etwas Natron-Alaun haltigen Kalialaun dargestellt. Sollte übrigens die böhmische oben genannte unmittelbare Bereitung der Schwefelsäure aus Kiesen sich bewähren, so würde die künstliche Alaunbereitung aus schwach gebrannten fetten Thonarten leicht sein, und man dürfte nur, wie Chaptal lehrte, die Thonziegel in den Bleikammern vertheilt, um sie in kurzer Zeit mit Schwefelsäure zu imprägniren, aufstellen.

i) Neueren Nachrichten zufolge soll man in Frankreich die Alaunrohlauge ohne alkalische Zuschläge bis zur Trockne eindampfen und unter dem Namen Magma in den Handel bringen, und es verdient allerdings diese Fabrication der schwefelsauren Thonerde für alle diejenigen Techniker, die bisher den Alaun nur, wie z. B. bei der Zubereitung der Beizen in den Färbereien und Druckereien, wegen seines Gehaltes an Thonerde benutzten, alle Beachtung; denn sie würden in 100 Gewichtstheilen dieses Präparats 30 Th. Thonerde erhalten, wenn ihnen Alaun nur 10—11 dieser Erde giebt. Bei dessen Zubereitung kommt es wohl besonders darauf an, den Eisenoxydgehalt desselben zu entfernen, und dieses würde durch den kohlensauren Kalk (Kreide, oder gemahlenen rohen Kalkstein) zu bewerkstilligen sein. Rührt man von diesem eine geringe Menge in etwa bis zu 30 Grad Greiner eingedampfte Alaunrohlauge ein, so wird dadurch das Eisenoxyd präcipitirt und fällt mit Gyps vermengt zu Boden. Behält das aus der sedimentirten Lauge durch Eindampfung bis zur Trockne gewonnene Salz auch noch ein wenig Gyps in seiner Mischung, so schadet der geringe Kalkgehalt desselben den Beizen der Färber nicht.

k) Von Abfällen bei der Alaunbereitung kann man

benutzen: 1) die Schlämme vom Klären der Laugen, wenn sie eisenreich sind, zur Bereitung eines Braunroths; 2) die letzten Mutterlaugen zur Bereitung eines Düngsalzes. Man sättigt sie mit Kalkmehl und setzt der getrockneten Masse 10 p.C. ordinaires gelbes Kochsalz hinzu.

l) Zum Schluss dieses Abschnittes will ich endlich noch die Anleitung geben, wie man auf Alaunwerken den eisenfreien Hutalaun (wie ich ihn genannt habe) nach meiner Methode bereiten kann. Es gehört dazu ein kleiner gusseiserner Dampfkessel von etwa 10—12 C.F. Inhalt, aus welchem ein auf die bekannte Weise eingerichtetes hölzernes Ableitungsrohr die Dämpfe in ein 30 C.F. Wasser fassendes, mehr hohes als weites hölzernes Fass zu leiten vermag. Zur Formung des Hutalauns so wie zum Aussüssen sind 10—12 Stück hölzerne Formen von der Gestalt irdener Zuckerhutformen nebst eben so vielen Untersetzfässchen erforderlich. Die Arbeit selbst wird nun mittelst dieses Apparats auf folgende Weise unternommen: Man bringe 5—6 Ctr. des gröblich zerschlagenen zu reinigenden Alauns in das hölzerne Lösungsfass und übergiesse ihn mit gleichem Gewichte Wasser. Man heize darauf den die nöthige Menge Wasser enthaltenden Dampfkessel und treibe so lange Dämpfe über, bis die Alaunlösung im Fasse siedet. Der Alaun ist sodann in ungefähr $1\frac{1}{2}$—$1\frac{3}{4}$ Th. Wasser gelöst. Sobald die Feuerung unterbrochen ist, wird nun die Alaunlösung im Fasse, unausgesetzt mit einem hölzernen Rührscheite stark und schnell bis zum Herabsinken auf die Temperatur des Raumes, in welchem man arbeitet, umgerührt. Es wird dabei ein höchst fein zertheiltes Alaunmehl niederfallen. Das sedimentirte Mehl wird darauf in die hölzernen, unten mit einem Strohstöpsel verschlossenen, Hutformen eingedrückt und einige Male mit wenig reinem kaltem Wasser gehörig ausgesüsst. Dann kommen die Formen mit ihrem Inhalt in ein geheiztes Zimmer bis zur völligen Austrocknung des in ihnen enthaltenen sehr fest zusammengesinterten Alaunmehles. Nach beendigtem Trocknen stösst man den

schneeweissen völlig eisenfreien **Hutalaun**, der das Ansehen eines feinen Hutzuckers hat, aus. Aus der Mutter- und Ausssüsslauge kann man durch Eindampfung derselben in einer Bleipfanne und darauf folgendes Wachsmachen einen Alaun No. 2 für Berlinerblaufabriken und Schwarzfärber bereiten.

m) Ausser den angeführten Schriften ist über Alaunbereitung noch nachzulesen: **Vollrath**, die Alaunfabrication. Quedlinburg 1833.

Guss und Druck von Friedrich Nies in Leipzig.

Bayerische StaatsBibliothek
Münchener DigitalisierungsZentrum Digitale Bibliothek

Lampadius, Wilhelm August,

Die neuern Fortschritte im Gebiete der gesammten Hüttenkunde in Nachträgen zum Grundrisse der allgemeinen Hüttenkunde

Freiberg 1839

Metall. 74 n
urn:nbn:de:bvb:12-bsb10293125-9